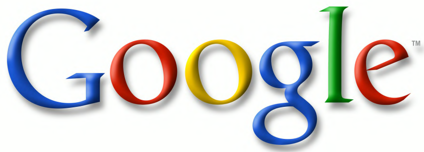
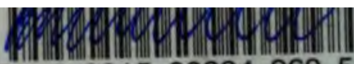
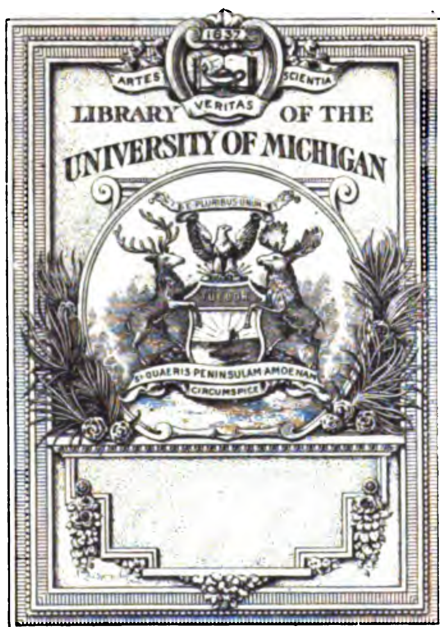
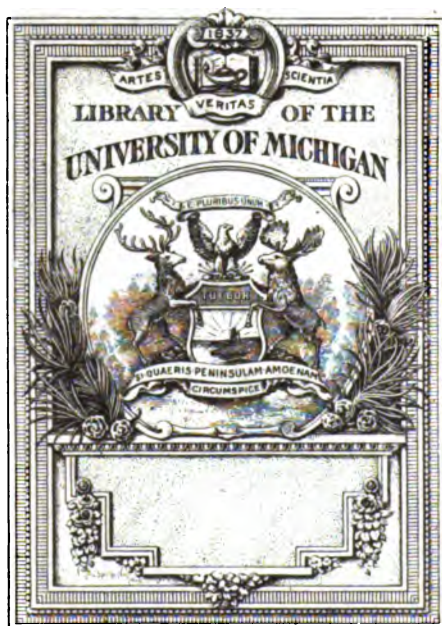
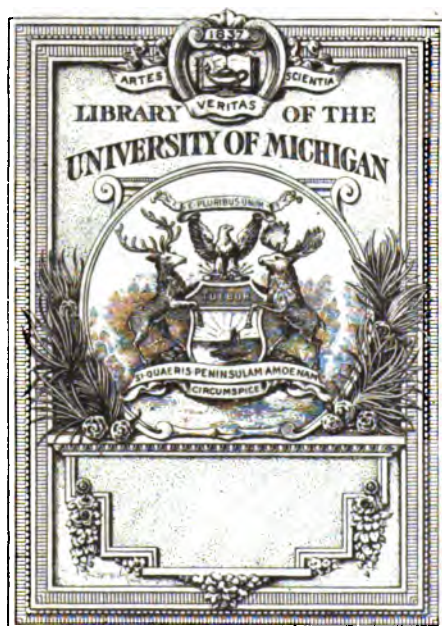





1837
ARTES
VERITAS
SCIENTIA
LIBRARY OF THE
UNIVERSITY OF MICHIGAN
E PLURIBUS UNUM
TUEBOR
SI QUAERIS PENINSULAM AMOENAM
CIRCUMSPICE



1837
ARTES
SCIENTIA
VERITAS
LIBRARY OF THE
UNIVERSITY OF MICHIGAN
E PLURIBUS UNUM
TUEBOR
SI QUAERIS PENINSULAM AMOENAM
CIRCUMSPICE


1837
ARTES
VERITAS
SCIENTIA
LIBRARY OF THE
UNIVERSITY OF MICHIGAN
E PLURIBUS UNUM
TUEBOR
SI QUAERIS PENINSULAM AMOENAM
CIRCUMSPICE

ANNALES

DES MINES.

COMMISSION DES ANNALES DES MINES.

Les Annales des Mines sont publiées sous les auspices de l'administration générale des Ponts et Chaussées et des Mines, et sous la direction d'une commission spéciale formée par le Ministre des Travaux Publics. Cette commission est composée, ainsi qu'il suit, des membres du conseil général des mines, du directeur et des professeurs de l'École des mines, et d'un ingénieur, adjoint au membre remplissant les fonctions de secrétaire :

L'administration a réservé un certain nombre d'exemplaires des Annales des Mines pour être envoyés, soit à titre de don aux principaux établissements nationaux et étrangers, consacrés aux sciences et à l'art des mines, soit à titre d'échange aux rédacteurs des ouvrages périodiques français et étrangers, relatifs aux sciences et aux arts. — Les lettres et documents concernant les Annales des Mines doivent être adressés, *sous le couvert de M. le Ministre de l'Agriculture, du Commerce et des Travaux Publics, à M. le secrétaire de la commission des* Annales des Mines, rue du Dragon, n° 30, à Paris.

Avis de l'Éditeur.

Les auteurs reçoivent *gratis* 15 exemplaires de leurs articles. Ils peuvent faire faire des tirages à part à raison de 9 fr. par feuille jusqu'à 50, 10 fr. de 50 à 100, et 5 fr. pour chaque centaine ou fraction de centaine à partir de la seconde. Le tirage à part des planches est payé sur mémoire, au prix de revient.

La publication des Annales des Mines a lieu par cahiers ou livraisons qui paraissent tous les deux mois. — Les six livraisons annuelles forment trois volumes, dont un consacré aux actes administratifs et à la jurisprudence. — Les deux volumes consacrés aux matières scientifiques et techniques contiennent de 70 à 80 feuilles d'impression, et de 18 à 24 planches gravées. — Le prix de la souscription est de 20 fr. par an pour Paris, de 24 fr. pour les départements, et de 28 fr. pour l'étranger.

PARIS. — IMPRIMÉ PAR E. THUNOT ET Ce, RUE RACINE, 26.

ANNALES

DES MINES

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES

ET SUR LES SCIENCES ET LES ARTS QUI S'Y RATTACHENT;

RÉDIGÉES

Par les Ingénieurs des Mines,

ET PUBLIÉES

SOUS L'AUTORISATION DU MINISTRE DES TRAVAUX PUBLICS.

CINQUIÈME SÉRIE.

MÉMOIRES. — TOME IX.

PARIS.

VICTOR DALMONT, ÉDITEUR,

Successeur de Carilian-Gœury et Vve Dalmont,

LIBRAIRE DES CORPS IMPÉRIAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,

Quai des Augustins, 49.

1856

ANNALES

DES MINES.

RECHERCHES

SUR LES FORMES CRISTALLINES ET LA COMPOSITION CHIMIQUE DE DIVERS SELS.

Par M. C. MARIGNAC, ingénieur des mines,
professeur à l'académie de Genève.

J'ai publié dans un premier mémoire (1) la description des formes cristallines d'un certain nombre de composés chimiques dont la plupart n'avaient pas encore été étudiés à ce point de vue. J'ai continué depuis à m'occuper de cette étude, et je puis aujourd'hui faire connaître les résultats de mes observations sur quelques substances nouvelles.

Mais je crois devoir rappeler d'abord la méthode de notation que j'ai adoptée pour les diverses faces des cristaux; elle permet, en conservant le système des axes de MM. Weiss et Rose, d'abréger les descriptions en employant pour les faces les plus fréquentes des symboles simples, dont il me suffira d'indiquer le sens une fois pour toutes.

La lettre P désigne toujours la ∞ base $a : \infty b : c$ (a étant l'axe antérieur, b l'axe latéral, c l'axe vertical).

Les autres majuscules désignent toujours des faces parallèles à l'axe vertical.

(1) Ce mémoire a paru dans les *Mémoires de la Société de physique et d'histoire naturelle de Genève*, t. XIV, 1re partie.

A, ($a : \infty b : \infty c$), plan macrodiagonal ou orthodiagonal.
E, ($\infty a : b : \infty c$), plan microdiagonal ou klinodiagonal.
M, ($a : b : \infty c$), faces du prisme primitif.
N, R, etc., faces de prismes verticaux dont la formule est indiquée dans chaque cas.

Les petites lettres désignent toujours des faces inclinées sur l'axe vertical, et coupant les axes horizontaux dans les mêmes rapports que les faces prismatiques désignées par les grandes lettres correspondantes. Le chiffre affecté à chaque lettre exprime le coefficient de l'axe vertical *c*. Dans les systèmes obliques, j'emploie les petites lettres françaises pour les faces supérieures, et les lettres grecques correspondantes pour les faces inférieures. On comprendra facilement, d'après ces indications, que

$$a^x = a : \infty b : xc \qquad \alpha^x = a : \infty b : -xc$$
$$e^x = \infty a : b : xc \qquad \varepsilon^x = \infty a : b : -xc$$
$$m^x = a : b : xc \qquad \mu^x = a : b : -xc$$
$$n^x = a : pb : xc \qquad N = a : pb : \infty xc$$

Etc., etc.

Dans le tableau des incidences, j'indique toujours à la suite les unes des autres les mesures prises sur toutes les faces appartenant à une même zone, en les réunissant par une accolade.

Je sépare en général par : les signes des deux faces dont il faut indiquer l'inclinaison mutuelle, et il suffit de regarder les figures pour voir dans quel sens cet angle est pris. Il y a cependant quelques faces, celles des octaèdres en particulier, dont on doit indiquer les inclinaisons dans plusieurs directions; il faut alors des signes particuliers pour les distinguer; voici ceux que j'ai adoptés:

m — *m* indique l'inclinaison des deux faces *m* en avant, parallèlement à l'axe latéral *b*.
m ⌣ *m* l'inclinaison des mêmes faces de côté, parallèlement à l'axe antérieur *a*.
m $\wedge$ *m* l'inclinaison des mêmes faces par-dessus le sommet ou la base.

CHLORURE DE STRONTIUM : SrCl + 6aq.

Rhomboèdre. Forme primitive.

Le sel cristallise en longues aiguilles hexagonales. Le plus souvent les cristaux n'offrent aucun pointement régulier. Quelquefois cependant on en trouve avec des sommets dont il est facile de reconnaître la forme rhomboédrique (Pl. I, *fig.* 1).

	Calculé.	Observé.
R : R =	128° 00′	* 128°
M : R =	120 25	120 15′ à 50′
M′ : R =	104 40	
M : M′ =	120 00	120

1g.546 ont perdu par une calcination au rouge sombre 0,626 d'eau, soit 40,49 p. 100. La formule correspond à 40,53 p. 100. Analyse.

Ce sel est isomorphe avec le chlorure de calcium. On indique en effet pour ce sel un prisme hexagonal, terminé par un rhomboèdre dont les faces font, avec celles du prisme, un angle de 120 à 121 degrés (*Traité de chimie de Gmelin*). J'ai eu l'occasion de vérifier cette indication ; j'ai trouvé l'angle du rhomboèdre de 129 degrés environ, et son inclinaison sur les faces du prisme de 119 à 121 degrés (calculé 119°,49′ d'après l'angle du rhomboèdre). Analogies.

CHLORURE DE MAGNÉSIUM : MgCl + 6aq.

Prisme rhomboïdal oblique.

Ce sel cristallise en longs prismes, composés de plusieurs faces qui leur donnent une apparence cylindroïde, et parmi lesquelles on ne peut déterminer sûrement que les faces M du prisme primitif et les faces A qui en tronquent les arêtes aigües. Ils sont terminés par un biseau très-oblique *mm*, et portent quelquefois de petites faces m^2 comprises entre M et *m* (*fig.* 2). Forme primitive.

L'existence des faces prismatiques R ($a : 3b : \infty c$) et N ($3a : b : \infty c$) est probable.

J'ai calculé la forme primitive en supposant que les faces du pointement m et m^2 sont des troncatures des arêtes de la base ; mais celle-ci ne se rencontre jamais.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M : M =	73° 25′		m^2 — m^2 =	90° 47′	
A : R =	155 55	155° à 157	M : m^2 =	154 51	154° env.
A : M =	126 42	126 à 128	M : m =	137 20	* 137 20′
A : N =	103 57	104 environ	M : P =	93 57	
m — m =	113°	* 113°	A : (mm) =	125 59	
A : m =	119 20′	* 119 20′	A : P =	96 37	

Angle plan de la base : 73° 2′

Cristaux déliquescents.

Les cristaux sont très-déliquescents, en sorte que les mesures ne sont qu'approximatives, surtout pour les faces du prisme. Pour rendre possible leur détermination, j'ai usé de l'expédient suivant qui réussit assez bien lorsque les cristaux ne sont pas trop petits. A l'instant où on les sort de l'eau mère, on les essuie rapidement avec du papier joseph, puis on les plonge dans une dissolution d'une résine dans l'éther. J'ai employé une dissolution de gomme-gutte, je suppose que toute autre résine soluble servirait également bien. Le cristal retiré aussitôt de cette dissolution et agité dans l'air, pour accélérer l'évaporation de l'éther, reste recouvert d'un vernis brillant qui le préserve de l'action de l'air, au moins pendant un certain temps. J'ai constaté, sur des cristaux non déliquescents, que la présence de ce vernis ne cause pas d'erreur appréciable sur les mesures, lorsqu'il s'agit de faces d'une étendue sensible. Quand aux faces qui se réduisent à des points ou à des traits brillants, on ne peut espérer de les déterminer pour des substances déliquescentes.

Analyse.

2^g,118 de chorure cristallisé, pesé après avoir été écrasé rapidement dans du papier joseph, ont été décomposés par l'acide sulfurique et ont laissé 1,248 de sulfate de magnésie, soit 0,4204 de magnésie,

ou 19,85 pour 100. La formule exige 20 pour 100.

Le chlorure n'est isomorphe ni avec les chlorures de nickel et de cobalt, qui appartiennent toutefois au même système cristallin, ni avec les chlorures de calcium et de strontium. Ils renferment tous, cependant, la même quantité d'eau.

Protochlorure d'étain : SnCl + 2aq.

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Les cristaux se composent du prisme M, tronqué sur ses arêtes aiguës par les faces A de l'octaèdre primitif *m* μ, tronqué sur ses arêtes latérales par le biseau *e*, enfin de petites faces *v* ($\frac{1}{2}a : b : -c$) sur les arêtes comprises entre A et μ.

Tantôt ils offrent l'apparence de prismes allongés (*fig.* 3), les faces A et M ayant à peu près un égal développement. Au sommet, le biseau *e* domine en général; quelquefois les faces μ presque aussi grandes forment avec lui un pointement pyramidal. Les faces *m* et *v* sont toujours très-petites.

Tantôt le prisme est très-court (*fig.* 4), et la face A très-développée donne aux cristaux une apparence tabulaire ou même foliacée.

Ils ne sont pas déliquescents et conservent assez bien leur éclat.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	81° 10′	* 81° 10′	*e* ∧ *e* =	83° 4′	83° 12′
A : M =	130 35	130 35	μ — μ =	86 15	86 30
A : *m* =	133 50	134 00	ν — ν =	114 43	
A : *e* =	106 16	106 20	A : (*mm*) =	146 53	
A : μ =	69 23	* 69 23	A : (*ec*) =	115 00	
A : ν =	43 46		A : (μμ) =	59 00	
M : *m* =	151 22	151 17	*e* : M =	138 40	138 35
M : P =	105 57		M : ν =	151 35	151 40
M : μ =	141 34	* 141 34	*e* : M′ =	112 43	112 40
m — *m* =	111 32	111 env.	*e* : μ =	107 2	107 10

Angle plan de la base : 75° 39′.

Analyse. Berzélius avait attribué à ce sel la composition Sn Cl + aq. Plus tard M. Penny a annoncé qu'il renferme deux équivalents d'eau; je me suis assuré de l'exactitude de ce fait par l'analyse suivante.

2g,154 ont été précipités par l'ammoniaque et ont donné, après grillage, 1,431 d'acide stannique, correspondant à 1,1216 d'étain, soit 52,07 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.
Sn.	725	52,04	52,07
Cl.	443,2	31,81	
2Aq.	225	16,15	
	1393,2	100,00	

BISULFATE DE POTASSE : $KO, HO, 2SO^3$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal droit.

J'ai fait connaître dejà, dans un précédent mémoire, la forme de ce sel ; mais je crois devoir redonner ici la description de cristaux beaucoup plus complets que j'ai obtenus depuis.

Les cristaux (*fig.* 5) présentent, outre les faces P, *m*, *a* et $a^{1/2}$ que j'avais déjà rencontrées, l'octaèdre obtus $m^{1/3}$, le prisme N (a : $2b$: ∞c), les faces *e* et e^2 sur les angles latéraux, et les faces A sur les arêtes obtuses du prisme.

J'ai conservé pour le calcul les angles indiqués dans mon premier mémoire, mais je ne rapporte que les angles observés sur les nouveaux cristaux.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
N — N =	133° 25′	133° 30′	m — m =	103° 38′	103° 42′
M — M =	98 33		$m^{1/3}$ — $m^{1/3}$ =	125 24	125 26
A : N =	156 42	156 44	m ⌣ m =	88 12	88 6
P : $m^{1/3}$ =	135 20	135 12	m : e =	134 6	134 3
P : m =	108 38	108 40	$m^{1/3}$ ⌣ $m^{1/3}$ =	115 37	
P : $a^{1/2}$ =	131 40	131 39	m : $a^{1/2}$ =	138 30	138 35
P : a =	113 59	113 56	$a^{1/2}$: $m^{1/3}$ =	150 33	150 35
P : e =	117 20	117 27	$a^{1/2}$: e =	107 46	107 30
P : e^2 =	104 29	104 25			

Je crois que ce sel est dimorphe. Lorsque, au lieu de soumettre sa dissolution à une évaporation lente, on la laisse refroidir après l'avoir concentrée, il se dépose en longs cristaux capillaires dont la forme, qu'il m'a été impossible de déterminer exactement, ne me paraît pas pouvoir se ramener à la précédente. L'analyse de ces cristaux capillaires m'a cependant donné les mêmes résultats que celle des cristaux en tables rhomboïdales. Dimorphisme.

SULFATE DE POTASSE 4/3 ACIDE : $3KO, HO, 4SO^3$.

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Les cristaux de ce sel se présentent sous des formes assez variées, mais qui toutes semblent, au premier abord, appartenir au système rhomboédrique. On peut en général les rapporter aux deux types suivants.

Tantôt ce sont des lames minces, hexagonales (*fig.* 6), composées de la base P, des faces *m* μ d'un octaèdre rhomboïdal oblique, et des faces A et α; quelquefois on observe de petites facettes *e* sur les angles latéraux.

Tantôt les cristaux sont moins laminaires. Dans ce cas ordinairement les faces *m* et α prennent un développement supérieur à celui des autres faces, et les cristaux offrent l'apparence de rhomboèdres aigus basés (*fig.* 7), ou d'octaèdres, si la base P prend de plus grandes dimensions.

Il est rare que ces cristaux soient parfaitement nets, en sorte que la détermination des angles ne comporte pas une grande exactitude. Il m'a paru impossible cependant d'admettre la forme rhomboédrique en rejetant les différences entre le calcul et l'observation sur des erreurs de mesure. L'examen des propriétés optiques des cristaux en lames hexagonales ne m'a pas paru propre à décider nettement la question ; cependant il confirmerait plutôt le choix d'un prisme oblique.

Examen optique. Jamais en effet ces cristaux ne m'ont présenté, au microscope polarisant, les anneaux circulaires si réguliers que l'on observe habituellement dans les cristaux du système hexagonal. On n'y voit pas non plus d'anneaux elliptiques réguliers, mais des portions d'arcs colorés qui semblent indiquer une structure intérieure compliquée.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
$P : m$ =	114° 15′	*114° 15′	$\alpha : m$ =	103° 31′	103° 19′
$P : \mu$ =	77 7	77 12	$P : e$ =	111 19	111 40
$m - m$ =	74 56	*74 56	$A : m$ =	121 52	
$\mu - \mu$ =	63 53	64 env.	$A : e$ =	94 35	
$\alpha : \mu$ =	121 56	122	$A : \mu$ =	65 14	
$P : (mm)$ =	132 28		$m : e$ =	152 43	152 10
$P : A$ =	102 41	103	$m \smile \mu$ =	123 21	123 5
$P : \alpha$ =	65 4	* 65 4			

Angle plan de la base : 58° 58′.

Préparation. On obtient facilement ce sel en procédant de la manière suivante. On fait dissoudre du bisulfate de potasse dans un excès d'eau et l'on concentre la dissolution à l'aide de la chaleur jusqu'à ce que, par le refroidissement, elle donne des cristaux, mais en petite quantité. L'eau mère est de nouveau concentrée et fournit une nouvelle cristallisation. En opérant ainsi plusieurs cristallisations successives on obtient trois sels différents, d'abord du sulfate neutre, puis le sulfate décrit dans cet article, et plus tard du bisulfate de potasse.

Analyse. Une forte calcination convertit ce sel en sulfate neutre de potasse. Deux essais faits sur des produits différents m'ont donné 83,75 et 83,30 p. 100 pour le poids de ce résidu.

La perte de poids que subit ce sel, lorsqu'on le calcine après l'avoir mélangé avec de l'oxyde de plomb, fait connaître la proportion d'eau. J'ai obtenu pour cette perte 3,69 et 3,49 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.	
$3(KO, SO^3)$ =	3267	84,21	83,75	83,30
So^3 =	500	12,89	»	»
HO =	112,5	2,90	3,69	3,49
	3879,5	100,00		

La proportion de sulfate neutre est un peu plus faible que celle qu'indique la formule, mais elle ne s'accorderait mieux avec aucune formule simple. D'ailleurs ce fait peut s'expliquer, puisque ces cristaux ne se forment que dans une eau mère beaucoup plus riche en acide sulfurique, dont ils restent en partie imprégnés.

SULFATES DE PROTOXYDE DE FER.

Si l'on concentre par l'évaporation dans le vide une dissolution de vitriol ordinaire mêlée d'acide sulfurique en excès, la liqueur fournit d'abord des cristaux à 7 équivalents d'eau, sous la forme connue du vitriol. Mais lorsque l'élimination de ces cristaux rend assez prédominante l'influence de l'excès d'acide, il se forme des cristaux de moins en moins hydratés. Je n'en ai pu déterminer exactement que deux espèces, renfermant 5 et 4 équivalents d'eau, isomorphes avec les sels correspondants de manganèse. Le dernier avait été déjà signalé par M. de Bonsdorff, qui l'avait préparé par le même procédé, et par M. Regnault, qui l'avait obtenu par la cristallisation d'une dissolution de vitriol à une température de 80 degrés ; mais je ne connais pas de détermination exacte de sa forme. Préparation.



(A) $FeO, SO^3 + 5aq.$

Prisme oblique non symétrique. Forme primitive.

Cristaux minces, tout à fait semblables à ceux du sulfate de manganèse. Ils sont assez brillants ; mais les faces du prisme, un peu striées, offrent des images multiples.

Le prisme primitif MN (*fig.* 8) est tronqué sur ses arêtes par les faces A et E, il porte de plus une face R ($a : 6b : \infty c$) comprise entre A et M. Les cristaux se terminent par un biseau P α, avec de petites facettes supplémentaires, ε ε^2 et ν. Ils sont élargis suivant la face A.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
A : R =	174° 53′	174° 40′	E : P =	116° 29′	116° 20′
A : M =	154 8	*154 8	P : ε =	149 54	149 30
A : E =	103 18	103 30	P : ε^2 =	121 29	122
A : N =	32 16	32 16	P : R =	116 1	
M—N =	121 52	*121 52	N : ε =	110 34	110 36
M : P =	121 40	*121 40	N : α =	54 25	* 54 25
N : P =	98 44	* 98 44	E : ν =	126 25	126 30
P : ν =	133 35	133 56	E : α =	103 23	102 52
A : P =	114 5	114 20	A : ε =	108 57	109 40
A : α =	62 10	62 30	A : ε^2 =	99 31	99 42
P : α =	128 5	128 10	A : ν =	72 58	72 50
M : α =	74 30	74 25	R : α =	64 18	64 50

Angles plans de la face P.	A : R =	174° 46′ 40″
	A : M =	151 55 30
	A : E =	93 32 10
	A : N =	29 43 40
Angles plans de la face A.	P : E =	113 20 50
	P : ε =	148 3
	P : ε^2 =	120 22
Angle plan de la face E.	P : A =	110 31 40

La couleur de ces cristaux est d'un bleu verdâtre qui aurait pu y faire supposer la présence du cuivre, mais je me suis assuré qu'ils n'en contenaient aucune trace.

Analyse. $0^g,759$ ont laissé, après calcination, 0,2465 de peroxyde de fer, correspondant à 0,2219 de protoxyde, soit 29,23 p. 100. La formule FeO, $So^3 + 5$ aq, évidente d'après l'isomorphisme de ce sel avec les sulfates de cuivre et de manganèse, en exige 29,75.

(B) $FeO, SO^3 + 4aq.$

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Cristaux d'un vert très-pâle, mais non bleuâtre, parfaitement semblable à ceux du sulfate de manganèse (*fig.* 9). Ils se composent du prisme primitif M, tronqué sur ses arêtes aiguës par un second prisme N ($2a:b:\infty c$), et quelquefois par les faces latérales E. Ces cristaux, assez courts, se terminent par la base P presque perpendiculaire à l'axe, et sont tronqués sur leurs angles par de petites facettes triangulaires *a* et *e*; on rencontre quelquefois aussi les faces e^2.

Les faces du prisme sont assez nettes, mais la base et les faces *e* sont fort striées, en sorte que tous les angles mesurés sur ces faces offrent une incertitude d'environ un degré.

Il y a un clivage assez net suivant le plan diagonal E.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	132° 46′	133° 00′	P : N =	90° 49′	90° à 91
N — N =	97 40	* 97 40	M : *e* =	102 32	102 env.
E : N =	131 10	131 7	M : *e′* =	100 46	100 à 102
E : M =	113 37	113 35	N : *e* =	110 7	110 à 111
P : *e* =	149 45	149 40	N : *e′* =	108 37	109 à 110
P : e^2 =	130 36	130 à 131	P : *a* =	127 35	128 env.
P : E =	90	90	P : (MM) =	91 5	
e ∧ *e* =	119 30	* 119 30	P : *a* =	53 50	
P : M =	91	* 91 env.			

Angle plan de la base : 132° 45′ 30″.

$0^g,758$ ont laissé après calcination 0.267 de peroxyde de fer, correspondant à 0.2403 de protoxyde, soit 31.70 p. 100. La formule en exige 32.14. Analyse.

SULFATE FERRICO-POTASSIQUE : $5KO, 3Fe^2O^3, 12SO^3 + 18aq.$

SULFATE FERRICO-AMMONIQUE : $5AzH^4O, 3Fe^2O^3, 12SO^3 + 18aq.$

Prisme hexagonal.

Ces sels sont connus depuis longtemps ; ils ont été Forme primitive.

décrits pour la première fois, je crois, par M. Maus (1). On les obtient en ajoutant un petit excès de potasse ou d'ammoniaque dans la dissolution des aluns correspondants à base d'oxyde ferrique, et faisant cristalliser par une lente évaporation.

Ce sont des prismes hexagonaux réguliers, d'un jaune brun, terminés par une base perpendiculaire à l'axe, et ne portant aucune modification. Je n'ai donc rien à ajouter à ce que l'on savait déjà sur leur cristallisation. Mais l'incertitude qui règne encore sur leur constitution chimique m'a engagé à reprendre leur analyse.

Composition. M. Maus avait conclu de ses analyses, sur lesquelles du reste il ne donne aucun détail, que leur composition était représentée par les formules :



$$2(KO, SO^3) \text{ ou } 2(AzH^3, SO^3) + Fe^2O^3, 2SO^3 + 6aq.$$

Formules qui ne s'accorderaient pas avec l'isomorphisme de ses sels, d'après la connaissance que l'on a actuellement de la composition des sels ammoniacaux.

Je ne connais pas d'autre analyse qui ait été faite depuis du sel ammonique ; mais le sel potassique a été analysé par M. Anthon et par M. Richter (2), et les résultats obtenus par ces savants s'éloignent considérablement de la formule de Maus. M. Scheerer, d'après l'analyse de Richter, a admis la formule



$$5KO, 3Fe^2O^3, 12SO^3 + 21aq.$$

M. Rammelsberg adopte, dans son traité de chimie cristallographique :



$$5KO, 3Fe^2O^3, 12SO^3 + 20aq.$$

Mes analyses, comme on va le voir, me paraissent

---

(1) *Pogg. Annalen*, t. XI.
(2) Gmelin. *Traité de chimie*, t. III.

devoir faire réduire la proportion d'eau à 18 équivalents.

I. $0^g,975$ chauffés entre 200 et 300 degrés ont perdu 0,148, soit 15,18 p. 100 d'eau ; portés ensuite au rouge sombre, ils n'ont plus souffert de perte. Chauffés après cela au rouge blanc, jusqu'à ce que le poids fût invariable, ils ont laissé un résidu pesant 0.587, qui a donné après lavage 0,210 d'oxyde de fer = 21,54 p. 100. Il y avait donc 0,377 de sulfate de potasse, contenant 0,2039 de potasse = 20,91 p. 100. Analyse du sel de potasse.

$0^g,753$ précipités par le chlorure de baryum, puis par l'ammoniaque après la séparation de l'excès de baryte ont donné :

$0^g,937$ de sulfate de baryte = $0^g,3215$ d'acide sulfurique ou 42,69 p. 100.
$0^g,161$ d'oxyde de fer ou 21,38 p. 100.

II. 1 gramme sel d'une autre cristallisation a donné :

Eau chassée au rouge sombre.	0,145
Oxyde de fer.	0,216
Sulfate de potasse 0,388 = potasse. . .	0,2099

$1^g.122$ ont produit :

Sulfate de baryte 1,399 = acide sulfurique 0,4801 = 42,78 p. 100.
Oxyde de fer. . 0,243 = 21,66 p. 100.

		Calculé.	I.		II.	
5KO	2945	21,08	20,91		20,99	
$3Fe^2O^3$	3000	21,48	21,54	21,38	21,60	21,66
$12SO^3$	6000	42,95	42,69		42,78	
18Aq	2025	14,49	15,18		14,50	
	13970	100,00	100 32		99,87	

La formule de M. Rammelsberg avec 20 équivalents d'eau exigerait 15,85 p. 100 d'eau. En regard de ces résultats, je mettrai la composition calculée d'après l'ancienne formule de Maus, et les analyses antérieures :

		Calculé.	Maus.	Anthon.	Richter.
2KO	1178	24,27	23,1	20,5	22,2
Fe^2O^3	1000	20,61	20,8	21,2	21,5
$4SO^3$	2000	41,21	41,7	42,6	42,1
6Aq.	675	13,91	14,4	15,4	14,2
	4853	100,00	100,0	99,7	100,0

Ces analyses confirment, il me semble, entièrement la formule que j'ai adoptée. Peut-être conviendrait-il de l'écrire ainsi :


$[KO, SO^3; Fe^2O^3, 3SO^3 + 6aq] + 2[2(KO, SO^3); Fe^2O^3, 2SO^3 + 6aq]$.

Analyse du sel d'ammoniaque.

L'eau du sel d'ammoniaque ne peut être complétement chassée sans qu'il y ait décomposition. La moitié de l'eau se perd par dessiccation dans l'étuve à 100 degrés, ou dans le vide sec à la température ordinaire.

J'ai déterminé l'oxyde de fer par calcination; l'ammoniaque produit par une distillation avec de la potasse, a été condensé dans de l'acide chlorhydrique étendu et pesé à l'état de sel ammoniac après dessiccation au bain-marie.

I. $0^g,700$ ont perdu à 100 degrés 0,067 d'eau = 9,44 p. 100, et laissé après calcination 0,1655 d'oxyde de fer = 23,64 p. 100;

$2^g,025$ ont perdu dans le vide 0,172 d'eau = 8,49 p. 100, et produit 2,779 de sulfate de baryte = 0,9537 d'acide sulfurique = 47,09 p. 100;

$2^g,112$ ont donné 0,558 de sel ammoniac = 0,2714 d'ammoniaque (AzH^4O) = 12,85 p. 100.

II. Cristaux d'une autre préparation :

$1^g,9615$ ont perdu dans le vide 0,1675 d'eau = 8,54 p. 100 et donné 0,4625 d'oxyde de fer = 23,58 p. 100;

$1^g,346$ ont perdu à 100 degrés 0,116 d'eau = 8,61 p. 100, et donné 0,3195 d'oxyde de fer = 23,74 p. 100.

$3^g,002$ ont produit 0,866 de sel ammoniac = 0,392 d'ammoniaque = 13,06 p. 100.

		Calculé.	I.	II.
$5AzH^4O$	1625	12,85	12,85	13,06
$3Fe^2O^3$	3000	23,71	23,64	23,58, 23,74
$12SO^3$	6000	47,43	47,09	
18Aq	2025	16,01		
	12650	100,00		
Eau chassée à 100°		8,00	9,44, 8,49	8,54, 8,61

Voici d'ailleurs la composition, calculée d'après la formule de Maus, et les résultats de son analyse :

		Calculé.	Maus.
$2AzH^4O$	650	15,85	15,75
Fe^2O^3	1000	24,39	23,75
$4SO^3$	2000	48,78	49,20
4Aq	450	10,98	11 30
	4100	100,00	100,00

SULFATE MANGANOSO-POTASSIQUE.

D'après M. Mitscherlich, ce sel double peut exister, avec six équivalents d'eau, sous une forme semblable à celle d'une nombreuse série de sels analogues formés par la réunion d'un sulfate à base de magnésie, d'oxyde de zinc, de fer, de nickel, de cobalt ou de cuivre, avec un sulfate de potasse ou d'ammoniaque.

Je n'ai pu réussir à l'obtenir à ce degré d'hydratation et sous cette forme. Soit par l'évaporation dans le vide à une température de 10 à 12 degrés, soit en exposant à un froid voisin de 0° une dissolution saturée à la température ordinaire, j'ai obtenu un sel à quatre équivalents d'eau. A une température plus élevée, vers 40 à 50 degrés, il se forme d'autres cristaux qui n'en contiennent que deux équivalents.

(A) $KO, SO^3; MnO, SO^3 + 4aq.$

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Les cristaux de ce sel offrent l'aspect de tables rectangulaires, par suite de la troncature de l'arête anté-

rieure du prisme M par une face A largement développée (*fig.* 10). Les arêtes latérales sont plus rarement tronquées par de très-petites faces E. On trouve aussi quelquefois entre M et A les faces d'un prisme obtus $N(\frac{1}{3}a : b : \infty c)$.

Les sommets sont surtout formés par le biseau a^2, α^2. On trouve aussi quelquefois la base P, l'octaèdre primitif $m\mu$, de petites faces n $(\frac{1}{3}a : b : c)$ tronquant les arêtes comprises entre a^2 et M, et les faces e^2.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
A : N =	157° 29′	157° 30′	P : m =	129° 7′	
A : M =	128 48	*128 48	P : M =	93 7	93° 18′
A : E =	90 00	90 00	P : μ =	54 50	
M—M =	77 36		M : μ =	141 43	141 50
A : a^2 =	150 13	150 16	P : n =	114 25	
A : P =	94 59	95 00	P : N =	94 36	94 37
A : α^2 =	147 33	147 40	N : n =	160 11	160 17
A : n =	150 51	150 53	n — n =	139 3	139 10
A : m =	122 32	122 25	a^2 : n =	157 52	
A : μ =	62 40	* 62 40	a^2 : M =	122 57	123 6
m—m =	105 28		a^2 : e^2 =	75 34	75 35
μ — μ =	100 42	*100 42	M : n =	145 5	145 2
E : e^2 =	154 4	*154 10	α^2 : μ =	135 59	136 3
A : e^2 =	92 10	92 7	α^2 : e^2 =	101 38	101 40
			α^2 : M′ =	58 5	58 12

Angle plan de la base : 77° 23′.

Clivage. Il existe un clivage peu facile suivant la base P.

Hémitropie. Presque tous les cristaux sont maclés parallèlement à A. Le plus souvent ils ne présentent qu'une extrémité libre, résultant de la juxtaposition des deux sommets inférieurs α^2, μ. On croirait facilement alors avoir un prisme rhomboïdal droit; mais on est averti de l'hémitropie, parce que les deux faces opposées $\mu\mu'$ ne sont pas exactement dans la zone des faces correspondantes du prisme M.

Analyse. Ces cristaux avaient été obtenus en faisant cristalli-

ser une dissolution préparée avec les sulfates de manganèse et de potasse purs et neutres, mélangés en proportions équivalentes. Il n'y avait donc guère d'incertitude que sur la quantité d'eau contenue dans ce sel.

$1^g,536$ ont perdu par calcination au rouge sombre 0.276 d'eau = 17,97 p. 100. Le résidu a été redissous, précipité par le sulfhydrate d'ammoniaque, etc. On a obtenu :

Oxyde rouge de manganèse 0,289 = protoxyde 0,2689 = 17,51 °/₀
Sulfate de potasse. . . . . 0,687 = potasse 0,3716 = 24,19

		Calculé.	Trouvé.
MnO	445	17,91	17,51
KO	589	23,71	24.19
$2SO^3$	1000	40,26	
4Aq	450	18,12	17,97
	2484	100,00	100,00

(B) $KO, SO^3; MnO, SO^3 + 2aq.$

Prisme oblique non symétrique. Forme primitive.

Les cristaux de ce sel, assez petits et d'un rose très-pâle, offrent un assez vif éclat et sont inaltérables à l'air. Mais leurs faces présentent toutes des images multiples et la mesure des angles offre de très-grandes variations. Toutefois il ne peut y avoir d'incertitude sur le système de cristallisation.

Ils se composent du prisme MN, combiné avec un prisme obtus RS $(a : \pm 3b : \infty c)$, et tronqué par les faces A assez allongées parallèlement à l'axe latéral *b*, mais en général très-étroites; quelquefois même elles manquent complétement. Les cristaux se terminent par une large base P et une face α^2, également assez développée. Quelquefois enfin on trouve de petites facettes μ et $\mu^{1/2}$ entre M et P, et v entre N et P (*fig.* 11).

Les cristaux sont allongés suivant l'axe *b*.

	Calculé.	Observé.	Moyenne.
A : S	= 145° 32′	145° à 146°	* 145° 32′
A : N	= 118 12	117 à 120	118 26
A : R	= 142 53	142 à 146	144
A : M	= 111 3	110 à 112	* 111 3
M — N	= 49 15		
R — S	= 108 6		
P : A	= 113	112 30 à 113 30	113 10
P : α^2	= 63 49	63 30 à 64	63 40
A : α^2	= 130 36	130 20 à 130 50	* 130 36
P : M	= 102 12	101 à 104	102 24
P : μ	= 62 10	61 à 63	61 50
P : $\mu^{1/2}$	= 38 10	37 à 38 30	37 39
P : N	= 96 53	96 30 à 97 20	96 55
P : ν	= 60 17	58 40 à 59 40	59 20
P : R	= 111	110 30 à 111 30	* 111
P : S	= 106 25	106 10 à 106 40	* 106 25
M : α^2	= 100 9	98 à 101	100 30
α^2 : ν	= 125 35	126 à 127 30	126 30
N : α^2	= 111 13	111 30 à 113	112
α^2 : μ	= 116 44	117 à 118	117 25
R : α^2	= 118 38	117 à 122	119 30
S : α^2	= 124 52	124 à 125	124 31
α^2 : $\mu^{1/2}$	= 121 9	121 30 à 124	122 30
A : μ	= 93 46		
A : $\mu^{1/2}$	= 82 13		
A : ν	= 100 10	101 environ.	
μ : ν	= 72 13	71 environ.	

Angles plans de la base P.	A : S	= 143° 59′ 20″
	A : N	= 117 46
	A : E	= 95 49
	A : M	= 72 6 40
	A : R	= 40 28 20
Angle plan de la face M.	P : A	= 107 16
Angle plan de la face A.	P : M	= 94 40 10

Les cristaux paraissent être fréquemment maclés parallèlement à la face α^2.

Analyse. 1g,842 ont perdu par calcination 0,189 d'eau = 10,26 p. 100.

Le résidu redissous et précipité par le carbonate de soude a donné 0,399 d'oxyde rouge de manganèse, correspondant à 0,3712 de protoxyde, soit 20,15 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.
MnO	445	19,69	20,15
KO	589	26,08	
$2SO^3$	1000	44,27	
2HO	225	9,96	10,26
	2259	100,00	

SULFATE FERROSO-POTASSIQUE : KO, SO^3; FeO, SO^3 + 6aq.

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Ce sel double est bien connu, soit quant à sa composition, soit quant à son isomorphisme avec les sels analogues de magnésie, de zinc, de cobalt, etc. Cependant je ne connais aucune indication précise de ses angles. L'ayant obtenu en cristaux très-beaux et très-nets, je pense devoir en donner la détermination exacte.

Ces cristaux ressemblent tout à fait, sauf pour la couleur qui est d'un vert pâle, à ceux du sulfate ammonico-cobaltique. Ils se composent du prisme M, tronqué par la face A, de la base P et d'une face α^2 sur l'angle inférieur, d'un biseau *e* sur les angles latéraux, et des faces μ sur les arêtes inférieures de la base (*fig.* 14).

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
A : M =	144° 19′	144° 33′	P : M =	101° 46′	101 42′
M — M =	108 39		P : μ =	44 38	44 40
P : A =	104 33	*104 33	M : α^2 =	127 43	127 40
P : α^2 =	63 24	* 63 24	α^2 : μ =	145 24	145 40
P : *e* =	154	154	μ — μ =	130 31	130 40
e $\wedge$ *e* =	128	*128	α^2 : *e* =	113 44	113 53
A : *e* =	103 3	102 53			

Angle plan de la base : 106° 52′ 20″.

1^g,107 ont laissé après une forte calcination 0,651, soit 58,81 p. 100 de sulfate de potasse et de peroxyde de fer; la formule correspond à 58,55 p. 100. Analyse.

Sel à deux équivalents d'eau.

Les cristaux précédents avaient été obtenus par l'évaporation dans le vide, à la température ordinaire, d'une dissolution de sulfates de potasse et de fer mélangés en proportions équivalentes. La même dissolution, évaporée rapidement vers 50 à 60 degrés, a produit, non des cristaux isolés, mais une croûte cristalline dans laquelle on distinguait très-nettement à la loupe des formes semblables à celles du sulfate manganoso-potassique à deux équivalents d'eau. L'existence d'un sel ferreux d'une constitution analogue n'est donc pas douteuse, mais je n'ai pu obtenir de cristaux assez nets pour en faire une détermination complète.

Voici cependant quelques angles que j'ai pu mesurer avec quelque approximation et qui établissent complétement l'isomorphisme :

	Sel ferreux.	Sel manganeux.
R : S	109° environ.	108° 6′
P : α^2	64 environ.	63 49
P : R	111 15′	111
α^2 : R	119 32	118 38

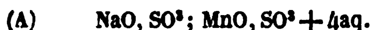
SULFATE MANGANOSO-SODIQUE.

Si l'on mêle les sulfates de manganèse et de soude en proportions équivalentes, la dissolution ne donne pas toujours un sel double par l'évaporation spontanée. Souvent il ne se forme que des cristaux de sulfate de soude à dix équivalents d'eau, jusqu'à ce que le sulfate de manganèse, s'accumulant dans les eaux-mères, cristallise aussi séparément. Quelquefois cependant il se forme des cristaux d'un sel double contenant quatre équivalents d'eau ; ils sont le plus souvent groupés en mamelons.

Si l'évaporation se fait à une température un peu élevée, vers 40 ou 50 degrés, on obtient des cristaux

d'une autre forme, qui ne renferment que deux équivalents d'eau. Ces sels ne sont ni l'un ni l'autre isomorphes avec les sels de potasse correspondants, bien qu'ils renferment la même quantité d'eau. On sait, du reste, qu'entre les sels de potasse et ceux de soude, l'isomorphisme est une exception plutôt qu'un fait habituel.

Ces deux sels ont déjà été obtenus par Geiger ; seulement ce chimiste avait admis dans le premier cinq équivalents d'eau. Leur forme, d'ailleurs, n'a pas été décrite :



(A) $NaO, SO^3; MnO, SO^3 + 4aq.$

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Ce sel cristallise en petites lames rhomboïdales, d'un rose clair, dont les faces, celles du prisme surtout, sont constamment ou un peu courbes ou présentant plusieurs images, en sorte que l'on ne peut prendre que des mesures approximatives.

Le plus souvent elles sont formées du prisme M et de la base P sans aucune modification. Sur quelques cristaux, cependant, on trouve (*fig.* 12) :

L'arête antérieure tronquée par le prisme

$$N\,(a : 2b : \infty c).$$

Les arêtes latérales remplacées par un prisme fort aigu $X\,(a : \frac{1}{8} b : \infty c)$?

Une très-petite face α sur l'angle inférieur et, très-rarement, de petites faces $m^{1/3}$ sur les arêtes de la base

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M—M =	73° 48′	72° à 75°	P : (MM) =	100° 52′	
N—N =	112 41	* 112 41′	P : α =	49 40	* 49° 40′
X—X =	10 43	10 env.	α : M =	112 5	111 à 113
P : $m^{1/3}$ =	153 5	153 24	α : N =	121 24	121 30
P : M =	96 30	* 96 30	$m^{1/3}$—$m^{1/3}$ =	137 15	

Angle plan de la base : 72° 48′.

Analyse. $0^{g},415$ ont perdu par calcination 0,085 d'eau ou 20,00 p. 100, et donné 0,089 d'oxyde rouge de manganèse, ou 0,0828 de protoxyde, soit 19,95 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.	Geiger (1).
MnO	445	19,48	19,95	19
NaO	389	17,03		17
$2SO^3$	1000	43,79		42,5
4HO	450	19,70	20	21
	2284	100,00		99,5

L'analyse de Geiger confirme bien, du reste, cette formule; car, pour admettre cinq équivalents d'eau dans ce sel, il faudrait que la proportion de cet élément atteignît 23,47 p. 100, ce qui s'éloigne beaucoup trop des résultats de l'analyse.



(B) $NaO, SO^3; MnO, SO^3 + 2aq.$

Forme primitive. Prisme oblique non symétrique?

La détermination de ces cristaux présente la plus grande difficulté, et bien que j'en aie examiné un très-grand nombre, il me reste beaucoup d'incertitude sur leur véritable forme.

Ils paraissent cependant nets et brillants, mais dès qu'on essaye d'en mesurer les angles, on trouve des doubles images sur toutes les faces, et les angles mesurés sur les cristaux qui paraissent le mieux conformés offrent des différences très-considérables. Presque tous, d'ailleurs, sont mâclés et ne présentent qu'un sommet distinct; enfin ils sont trop petits pour qu'on puisse bien juger de leur mode de groupement, et reconnaître si les images doubles proviennent de faces à angles rentrants ou saillants.

Mâcles. La mâcle la plus fréquente est quadruple (*fig.* 15), la jonction ayant lieu suivant les plans diagonaux A et

(1) Gmelin. *Traité de chimie*, t. II.

E, en sorte que les cristaux se terminent par un pointement pyramidal, provenant des quatre faces P, P′, P″ et P‴. Les faces prismatiques sont A, M et R($a : 2b : \infty c$); la dernière manque le plus souvent.

L'apparente symétrie de cette mâcle pourrait faire supposer d'abord que les plans A et E, suivant lesquels elle a lieu, sont perpendiculaires l'un sur l'autre, ce qui conduirait à choisir pour forme primitive un prisme rhomboïdal. Mais il est impossible alors de donner à la base P un signe simple. De plus, l'obliquité des plans A et E permet seule d'expliquer l'extrême variabilité des angles que forment les faces M avec les plans A, le défaut constant de parallélisme de toutes les faces homologues, et l'existence d'images doubles sur toutes ces faces.

On rencontre souvent aussi la mâcle double (*fig.* 16). Le plan de jonction est parallèle à A. Les cristaux se composent alors des faces prismatiques A, M, N, de la base oblique P et des faces *n* tronquant les arêtes comprises entre P et N. La partie postérieure reproduit les mêmes faces de l'autre demi-cristal. Bien que ces cristaux paraissent plus simples que les précédents, ils ne donnent pas des mesures plus exactes, et en particulier les angles de A sur M et sur N varient à peu près entre les mêmes limites.

Quelquefois enfin on trouve des cristaux extrêmement simples, formés par les faces P, A et M (*fig.* 17), et présentant tout à fait l'apparence de rhomboèdres obtus. Leur angles sont peut-être plus variables encore que ceux des cristaux mâclés.

La mesure des angles sur un très-grand nombre de cristaux fait surtout ressortir l'anomalie suivante. En général, lorsqu'une substance présente cette variabilité, les mesures extrêmes sont les plus rares; les plus nom-

breuses, au contraire, tendent à se rapprocher d'une valeur moyenne que l'on peut par conséquent adopter comme donnant avec assez de probabilité l'angle normal. Ici, il n'en est plus de même. La plupart des angles présentent des variations de 2 à 3 degrés au moins, et il n'y a qu'un nombre assez restreint d'observations s'approchant de la moyenne, la plupart se groupent vers les deux extrêmes. Ce fait semble indiquer que ces différences résultent de groupements intérieurs, et de ce que l'hémitropie a rapproché des faces qui ne coïncident pas exactement dans un même plan, mais qui sont trop petites pour qu'on puisse les discerner.

Voici le résumé des observations, mis en regard d'angles calculés sur une forme primitive qu'on pourrait sans doute beaucoup modifier, tout en restant dans les limites des observations :

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
P : A =	112°44′	112° à 114°	P : R =	117°22′	117° à 119°
A : R =	129 39	129 30 à 130 30′	P : n =	130 30	130 à 131
A : M =	112	111 à 115	P : N =	84 30	83 à 86
A : E =	88 49		N : n =	134	132 à 134
A : N =	66	65 à 69	A : n =	126 9	123 à 126
P : M =	113 40	113 à 116	P—P″ =	148 49	146 à 149

Analyse. 0g,595 ont perdu par calcination 0,067 d'eau = 11,26 p. 100.

Le résidu, redissous et précipité par le carbonate de soude a donné 0,140 d'oxyde rouge de manganèse, correspondant à 0,1302 de protoxyde, soit 21,88 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.
MnO	445	21,61	21,88
NaO	389	18,89	
$2SO^3$	1000	48,57	
2HO	225	10,93	11,26
	2059	100,00	

Sel double de cuivre. Analogie. D'après M. Graham, il existe un sulfate double de cuivre et de soude qui présente une composition ana-

logue. J'ai vainement essayé de l'obtenir en cristaux déterminables, dans l'espérance que sa cristallisation jetterait peut-être du jour sur celle du composé de manganèse, avec lequel il serait probablement isomorphe. Je ne l'ai jamais pu obtenir qu'à l'état de croûtes cristallines comme l'a décrit M. Graham.

SULFATE FERROSO-SODIQUE : $NaO, SO^3; FeO, SO^3 + 4aq$.

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Ce sel, d'un vert pâle, est parfaitement isomorphe avec le sel de manganèse correspondant. Ce sont de petites lames rhomboïdales (*fig.* 13), présentant le prisme M, tronqué sur ses arêtes aiguës par un prisme obtus N ($\acute{a} : 2b : \infty c$), et sur l'angle inférieur par la face α. Quelquefois aussi les angles latéraux sont tronqués par les faces $e^{1/2}$.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	74° 00′	* 74° 00′	P : (MM) =	100° 27′	
N — N =	112 52	112 48	P : α =	49 57	50°
P : M =	96 16	* 96 16	α : M =	112 30′	112 36′
P : N =	98 41	98 40	α : N =	122	* 122
P : $e^{1/2}$ =	146 39	147			

Angle plan de la base : 73° 5′.

Ce sel double cristallise facilement, mais seulement à une température un peu élevée, vers 35 degrés ou au-dessus. Par l'évaporation spontanée, à la température ordinaire, les deux sulfates qui le composent cristallisent séparément. Formation.

On peut remarquer que les sulfates de manganèse et de fer portent dans les sels doubles qu'ils forment, soit avec le sulfate de potasse, soit avec celui de soude, la même tendance qu'ils présentent à l'état isolé pour retenir différentes proportions d'eau. Pour obtenir leurs sels doubles au même degré d'hydratation, il faut tou-

jours une température plus élevée pour les sels de fer que pour ceux de manganèse.

Analyse. $1^g,263$ ont laissé, après une forte calcination, un résidu pesant 0,765. Traité par l'eau, il a laissé 0,276 de peroxyde de fer correspondant à 0,2484 de protoxyde, soit 19,67 p. 100. Il y avait donc 0,489 de sulfate de soude, ou 38,72 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.
NaO, SO^3	889	38,83	38,72
FeO	450	19,66	19,67
SO^3	500	21,85	
$4HO$	450	19,66	
	2289	100,00	

SULFATE DE CUIVRE AMMONIACAL :



$CuO, SO^3 + 2AzH^3 + HO$ ou $AzH^4O, SO^3 + AzH^3, CuO$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal droit.

Cristaux prismatiques allongés, d'un bleu foncé. Ils s'effleurissent lentement à l'air, et deviennent opaques et d'un bleu clair. Ils paraissent presque cylindroïdes et cannelés par suite du grand nombre des faces verticales; mais elles donnent cependant des images très-nettes.

Le prisme primitif M (*fig.* 18) est tronqué sur ses arêtes par les faces A et E, il est en outre accompagné de trois autres prismes : S $(a : \frac{1}{2}b : \infty c)$, R $(a : \frac{3}{2}b : \infty c)$ et N $(\frac{1}{2}a : b : \infty c)$. Ce dernier manque souvent. Les faces prismatiques les plus développées sont ordinairement E et S. Les cristaux sont quelquefois mâclés parallèlement à une face S.

Le sommet est formé par le biseau e, l'octaèdre primitif m et un second octaèdre n $(\frac{1}{2}a : b : c)$.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M : M =	96° 43′		A : n =	138° 50′	138° 50′
E : S =	150 39	150° 38′	A : m =	119 46	119 38
E : M =	131 38	131 40	A : e =	90	90
E : R =	120 39	120 50	n ⌣ n =	82 20	* 82 20
E : N =	103 58	103 30	m ⌣ m =	120 29	
E : A =	90	90	E : e =	120 33	120 33
E : n =	109 33	109 33	e ∧ e =	118 53	118 57
n — n =	140 54	*140 54	M : m =	131 37	131 30
E : m =	116 11	116 20	m ∧ m =	96 45	96 35
m — m =	127 37	127 40	n ∧ n =	69 4	69

L'oxyde de cuivre a été dosé par calcination et grillage. L'ammoniaque a été déterminé par un essai alcalimétrique, en ajoutant à la dissolution du sel quelques gouttes d'alun, qui rendent la liqueur trouble par la précipitation d'un peu d'alumine. On y verse ensuite de l'acide sulfurique titré jusqu'au moment où le trouble disparaît. Analyse.

2g,044 ont laissé 0,658 d'oxyde de cuivre = 32,19 p. 100.

1g,179 ont exigé pour leur neutralisation 0,765 d'acide sulfurique (SO^3), ce qui correspond à 0,325 d'ammoniaque soit 27.58 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.
CuO	495	32,30	32,19
SO^3	500	32,63	
$2AzH^3$	425	27,73	27,58
HO	112,5	7,34	
	1532,5	100,00	

C'est bien la composition de ce sel connue par l'analyse de Berzélius.

Séléniate de nickel : $NiO, SeO^3 + 6aq$.

Octaèdre carré. Forme primitive.

J'ai montré dans un mémoire précédent que le sulfate de nickel octaédrique renferme six équivalents d'eau, et non sept comme on le croyait. On pouvait

évidemment en conclure qu'il devait en être de même des séléniates de nickel et de zinc qui lui sont isomorphes.

J'ai tenu à constater ce fait pour l'un au moins de ces sels, et j'ai préparé le séléniate de nickel. Je l'ai obtenu en beaux cristaux octaédriques basés, et leur mesure m'a donné presque exactement les angles qu'a indiqués M. Mitscherlich, en sorte qu'il est inutile de les reproduire.

Analyse. On peut, par une chaleur modérée, chasser toute l'eau sans décomposer ce sel. Cependant, bien avant le rouge, il commence à dégager des vapeurs acides. Le dosage le plus sûr est donc celui de l'oxyde de nickel, qui reste seul après une forte calcination.

$0^g,972$ ont donné :

Eau.	0,341	=	35,08 p. 100
Oxyde de nickel. . .	0,238	=	24,48

		Calculé.	Trouvé.
NiO	468	24,16	24,48
SeO^3	794	40,90	
6HO	675	34,85	35,08
	1937	100,00	

AZOTE DE CHAUX : CaO, $AzO^5 + 4aq$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Ce sel cristallise facilement en gros cristaux prismatiques. Ils ne sont pas trop déliquescents et se prêtent bien aux mesures.

Le prisme primitif M est largement tronqué sur ses arêtes aiguës (antérieure et postérieure), par les faces A. Il porte plus rarement les faces latérales E, et des petites facettes N, appartenant au prisme obtus $(a : 2b : \infty c)$ (*fig.* 19).

Le sommet est formé par l'octaèdre oblique m, μ,

tronqué sur ses arêtes par les faces de l'octaèdre rectangulaire *a*, *α*, *e*.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
A : N =	141°55′	142°10′	μ — μ =	113°12′	113°14′
A : M =	122 32	*122 32	*e* — *e* =	111 30	111 30
A : E =	90	90	A : *m* =	115 35	115 50
M — M =	65 4		A : *e* =	96 42	96 54
N — N =	103 50		A : μ =	76 17	*76 17
A : *a* =	120 10	119 55	M : *m* =	131 32	131 35
A : P =	98 6		M : P =	94 21	
A : α =	73 30	* 73 30	M : μ =	126 16	126 17
m — *m* =	118 32	118 20			

Angle plan de la base : 64° 33′.

Analyse.

$0^g,915$ ont donné 0,526 de sulfate de chaux, contenant 0,2166 de chaux, 23,67 p. 100.

La formule correspond à 23,73.

AZOTATE DE MAGNÉSIE : $MgO, AzO^5 + 6aq$.

Forme primitive.

Prisme rhomboïdal oblique.

Les cristaux de ce sel se présentent en longs prismes obtus M, terminés par une base oblique P. Le plus souvent ils ne portent aucune modification, ou seulement des indications de facettes sur les arêtes de la base, mais tellement étroites qu'il m'a été impossible de les déterminer, même d'une manière approximative. Mais j'ai trouvé snr quelques cristaux de petites facettes $e^{1/2}$ et *e* sur les angles latéraux (*fig.* 20).

Ils offrent des clivages très-nets, suivant les faces du prisme. Lorsque le temps est un peu sec, ils ne sont pas déliquescents.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	125°12′	*125°12′	M : *e* =	110°39′	110°30′
P : M =	92 36	* 92 36	M′ : *e* =	106 43	106 50
P : $e^{1/2}$ =	154 30	154 10	M : $e^{1/2}$ =	103 58	104 30
P : *e* =	135 55	*135 55	M′ : $e^{1/2}$ =	99 11	99
P : (MM) =	92 56				

Analyse. 1g,258 ont laissé par calcination 0,197 de magnésie = 15,66 p. 100.

2 grammes ont donné 0,928 de sulfate, ou 0,313 de magnésie = 15.65.

La formule correspond à 15,86 p. 100 de magnésie.

Azotates de cobalt et de nickel :



$CoO, AzO^5 + 6aq.$ et $NiO, AzO^5 + 6aq.$

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Ces deux sels sont isomorphes, leurs angles sont sensiblement égaux. Ils ne sont pas déliquescents lorsque le temps est sec ; mais se formant dans des dissolutions presque sirupeuses dont leurs faces restent recouvertes, leurs cristaux, qui ne sont pas très-gros, ne se prêtent pas à des mesures très-précises.

Malgré leur isomorphisme, ils ne présentent pas absolument les mêmes modifications, bien que tous deux offrent surtout des tables rhomboïdales résultant du prisme primitif MM et de la base oblique P.

L'azotate de nickel présente de plus les troncatures *a* et sur les angles aigus de la base (*fig.* 21).

L'azotate de cobalt porte la face *a*, quelquefois une indication de la face A, et les faces *e* sur les angles latéraux (*fig.* 22).

	Calculé.	Sel de nickel.	Sel de cobalt.
M — M =	82° 20′	82° 20′	82°
P : M =	97 30	97 30	97 à 98
⎧P : *a* =	129 30	129 30	129 10′
⎨P : A =	101 26	»	101 50 environ.
⎩P : α =	67 14	67	
M : *a* =	125 31	125 40	125 20
a : *e* =	107 25	»	108 environ.
M : α =	123 3	122 40	»
P : *e* =	118 4	118	»

Angle plan de la base : 81° 12′.

Formation. L'azotate de cobalt cristallise facilement sous la

forme que je viens de décrire, soit par l'évaporation dans le vide, soit par le refroidissement d'une dissolution concentrée. Mais le plus souvent, au lieu de cristaux isolés, on n'obtient qu'une masse de cristaux irrégulièrement groupés.

Quant à celui de nickel, je n'ai pu l'obtenir en cristaux déterminables que par l'évaporation dans une étuve à 30 ou 40 degrés, ou par le refroidissement d'une dissolution concentrée; mais il faut décanter l'eau mère avant qu'elle soit complétement refroidie.

Toutes les fois que la cristallisation se produit à froid, l'azotate de nickel se présente en cristaux lamellaires dont il m'a été impossible de déterminer la forme, mais que je ne crois pas pouvoir rapporter au même type que les cristaux obtenus à une température plus élevée. Ils ne m'ont pas paru pouvoir mieux être rapprochés de l'azotate de magnésie.

Il me paraît donc probable que l'azotate de nickel est dimorphe, car les cristaux lamellaires présentent la même quantité d'eau que les autres. Dimorphisme.

$0^{g},683$ d'azotate de nickel, cristallisé à chaud, ont laissé après une forte calcination 0,175 d'oxyde = 25,62 p. 100. Analyse.

$1^{g},125$ de cristaux lamellaires, obtenus à froid, ont donné 0,289 d'oxyde, ou 25,69 p. 100.

$0^{g},965$ d'azotate de cobalt ont laissé après une forte calcination 0,250 d'oxyde. Cet oxyde, fondu avec un poids déterminé de silicate de plomb, s'est réduit à 0,248 de protoxyde = 25,70 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.		
NiO ou CoO	469	25,78	25,69	25,62	25,70
AzO^5	675	37,11			
6HO	675	37,11			
	1819	100,00			

ACIDE IODIQUE HYDRATÉ : IO^5, HO.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal droit.

M. Schabus a décrit des cristaux d'acide iodique auxquels il attribue la formule de l'acide anhydre. M. Rammelsberg, de son côté, décrit d'après ses propres observations, des cristaux d'acide iodique hydraté (IO^5, HO), qui n'offrent aucune analogie avec les formes observées par M. Schabus. Ce fait pouvait faire supposer que celles-ci appartenaient, ou à l'acide anhydre, ou à un autre degré d'hydratation. Il n'en est rien cependant.

Une dissolution concentrée d'acide iodique se prend, par l'évaporation lente dans le vide sec, en une masse confusément cristalline. Au contraire, par une évaporation un peu rapide, dans une étuve chauffée à 50 ou 60 degrés, elle donne de très-beaux cristaux, assez éclatants.

Ces cristaux sont exactement ceux qu'a décrits M. Schabus, il est donc inutile d'en donner ici la description et les mesures.

Analyse. Je me borne à l'analyse qui prouve qu'ils appartiennent à l'acide monohydraté.

$0^g,962$ ont produit 1,539 d'iodate d'argent, correspondant à 0,9077 d'acide anhydre ou 94,35 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.
IO^5	2085	94,88	94,35
HO	112,5	5,12	
	2190,5	100,00	

Il paraît d'après cela que cet acide est dimorphe.

Laurent a décrit (1), des cristaux qu'il attribue à l'hydrate $3IO^5$, Ho. Mais leur forme est tellement identique avec celle du triiodate de potasse, qu'il est difficile de ne pas croire qu'il y a eu une confusion.

(1) *Revue scientifique*, t. XVIII.

IODATE D'AMMONIAQUE : AzH^4O, IO^5.

Prisme carré. Forme primitive.

On a généralement attribué à ce sel la forme cubique. Ces cristaux offrent en effet, le plus souvent, des parallélipipèdes rectangulaires sans aucune modification, tantôt courts d'apparence cubique, tantôt prismatiques allongés. Mais j'ai observé, sur plusieurs cristaux, un ensemble de modifications qui démontrent qu'ils appartiennent au système du prisme carré.

Toutes les formes que j'ai rencontrées sont indiquées dans le cristal représenté (*fig.* 23) ; mais je ne les ai jamais trouvées réunies sur un même cristal.

J'ai obtenu les trois combinaisons suivantes :

1° P, M, A, *m*, *a*; cette forme se confondrait presque par ses angles avec celle d'un cube tronqué par les faces de l'octaèdre et du dodécaèdre.

2° P, A, m^2, a^2.

3° P, A, *m*, *a*, a^2.

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
A : M =	135°	135°	P : a =	134° 37	134° 30' à 45
A : A =	90	90	P : a^2 =	116 15	116 00 à 30
P : m =	124 54	*124 54'	P : A =	90	90
P : m^2 =	109 14	109 6	A : m^2 =	131 53	131 58
A : m =	125 27	125 26	A : a^2 =	90	90
m — m =	109 7	109 9	m^2—m^2 =	96 14	96 9

Toutes les faces autres que P et A sont excessivement petites. Les cristaux sont eux-mêmes assez petits, d'un blanc laiteux, mais assez éclatants. Ils ne sont pas assez transparents pour qu'on puisse constater leurs propriétés optiques.

On voit que leur forme se rapproche extrêmement de celle du cube; le rapport de l'axe vertical à l'axe horizontal est $c : a = 1,0135 : 1$. Mais la disposition des modifications ne peut s'accorder qu'avec la forme prismatique.

Analyse. . 1g,425 ont donné 2,074 d'iodate d'argent = 1,2233 d'acide iodique = 85,84 p. 100.

2,650 ont donné 3,859 d'iodate d'argent = 2,276 d'acide iodique = 85,88.

		Calculé.
AzH^4O	325	13,49
IO^5	2085	86,51
	2410	100,00

Les dosages de l'acide iodique sont un peu faibles. Le même fait s'est reproduit dans toutes mes analyses d'iodates. Je crois devoir l'attribuer à ce que le filtre taré, sur lequel je recueille l'iodate d'argent déposé dans une liqueur acide, perd un peu de son poids par une nouvelle dessiccation prolongée. J'ai constaté en effet à plusieurs reprises, en transformant l'iodate d'argent en chlorure que je pesais après l'avoir fondu et après avoir brûlé le filtre, que le poids de ce chlorure surpassait légèrement celui qu'on aurait dû obtenir d'après le poids de l'iodate déduit de la différence des deux pesées du filtre. Mais la différence était trop faible pour qu'il valût la peine de s'en préoccuper.

IODATE DE POTASSE NEUTRE : KO, IO^5.

Forme primitive. Système régulier.

Ayant reconnu que l'iodate d'ammoniaque n'appartenait pas au système cubique, comme on l'avait admis jusqu'à ce jour, j'ai cherché à vérifier s'il n'en était pas de même pour l'iodate de potasse.

J'ai rencontré une grande difficulté à obtenir des cristaux déterminables de ce sel, qui se dépose le plus souvent en mamelons cristallins. Dans le cas même où l'on parvient à obtenir des cristaux isolés, ils ne portent le plus souvent que les faces rectangulaires qui peuvent également appartenir à un cube ou à un prisme

quarré, et je ne les ai jamais eus assez transparents pour pouvoir en déterminer les propriétés optiques.

Une fois cependant j'ai obtenu un cristal cubo-dodécaèdre, et toutes les mesures que j'ai pu prendre avec quelque précision s'accordaient avec les angles propres à cette forme.

Je crois donc que l'iodate de potasse appartient bien au système cubique, et qu'il y a, par conséquent, entre lui et l'iodate d'ammoniaque, le même genre d'isomorphisme que j'ai signalé dans une autre occasion entre les chlorates de soude et d'argent.

BIIODATE DE POTASSE : KO, HO, 2IO^5.

Ce sel est remarquable en ce qu'il cristallise sous trois formes qu'il est impossible de rapporter à un même type, bien qu'elles présentent cependant de nombreuses relations. Trimorphisme.

Deux de ces formes ont été déjà décrites par M. Schabus. Je reproduirai néanmoins ici mes observations. Pour l'une de ces formes, en effet, M. Schabus dit lui-même qu'il n'a eu que des cristaux peu brillants, et que les mesures prises sur divers d'entre eux ont varié quelquefois de 2 à 3 degrés. Pour l'autre, il me semble qu'il y a quelque avantage à tourner les cristaux autrement que ne l'a fait ce cristallographe, pour faire ressortir l'analogie de leur forme avec celle de l'espèce précédente. La troisième forme n'avait, je crois, pas encore été décrite. C'est cependant, à mon avis, celle qui se produit le plus souvent. Mais elle donne naissance à des cristaux lamellaires si petits, ou si enchevêtrés, que ce n'est qu'après avoir répété leur préparation dix ou douze fois que j'ai réussi à en obtenir quelques-uns qui m'ont permis de constater leur forme avec quelque précision.

M. Rammelsberg, dans son *Traité de chimie cristallographique*, décrit aussi l'une des formes de ce sel; mais il facile de voir que sa description se rapporte à l'une des formes étudiées par M. Schabus, dont il n'a pas bien apprécié la disposition.

Je me suis assuré par l'analyse, comme on le verra plus loin, que ces trois formes appartiennent au biiodate hydraté. Je ne crois pas que ce sel existe à l'état anhydre.

Formation. Il ne m'a pas semblé que la température eût une influence marquée pour produire ces diverses formes, car je les ai toutes obtenues également, soit par des évaporations à froid dans le vide, soit par concentration sur un poêle à une température de 40 degrés environ.

La forme A (cristaux mâclés), se produit en général quand la dissolution renferme un petit excès d'acide. J'ai vu souvent les cristaux lamellaires C se redissoudre peu à peu dans l'eau mère dans laquelle ils s'étaient d'abord déposés lorsque celle-ci s'était un peu concentrée, tandis qu'en même temps il s'y développait des cristaux mâclés.

La forme B (prismes droits) ne s'est jamais produite que dans une dissolution de biiodate mêlée d'un peu d'iodate neutre.

Quant aux cristaux lamellaires C, ils accompagnent toujours les deux autres. Ce sont eux qui se forment d'abord lorsqu'une dissolution un peu concentrée par la chaleur est abandonnée au refroidissement.

Du reste, j'ai souvent trouvé dans une même cristallisation des cristaux des trois espèces; leur éclat et leur aspect général est tellement différent qu'ils se reconnaissent à la première vue et qu'il est impossible

de ne pas les séparer immédiatement comme appartenant à des espèces distinctes.

(A) Prisme rhomboïdal oblique. Première forme.

Cristaux presque toujours mâclés. La mâcle la plus habituelle a lieu suivant une face a (1), qui n'existe du reste pas sur les cristaux; elle est représentée dans les *fig.* 24 et 25. La première indique les faces les plus habituelles dans ces cristaux, qui en présentent d'ailleurs souvent plusieurs autres, mais peu développées. Des angles rentrants sont compris entre les faces A et A′, N et N′ : m et m' sont dans un même plan. La seconde offre seulement une section perpendiculaire à l'axe commun b, et fait comprendre l'agencement des quatre fractions de cristaux, que l'on peut considérer comme appartenant à deux cristaux entiers qui se seraient croisés. Ces cristaux sont très-allongés parallèlement à l'axe commun b.

Une autre mâcle beaucoup plus rare a lieu parallèlement à la base P (*fig.* 26).

J'ai observé les faces suivantes :

La base P, la face antérieure A, le prisme N $(a : 2b : \infty c)$.

Sur les angles latéraux, les faces e, $e^{1/2}$, $e^{1/4}$, $e^{1/5}$, $e^{1/6}$, $e^{1/8}$, dont les trois dernières offrent habituellement des images incertaines ou multiples.

Sur les arêtes de la base du prisme primitif, qui manque lui-même, $m^{1/3}$, m, μ, $\mu^{1/4}$, $\mu^{1/5}$. Les deux dernières forment seulement des troncatures excessivement minces sur l'arête de jonction des deux cristaux mâclés, entre les faces $e^{1/5}$, $e^{1/5}$ et $e^{1/6}$, $e^{1/6}$.

---

(1) Et non suivant $\alpha^{1/4}$ comme le suppose M. Schabus. On en a la preuve par ce fait que les deux faces m et m', dans les cristaux maclés, sont exáctement dans un même plan.

Sur les arêtes du prisme N : $n^{1/6} (a : 2b : \frac{1}{6}c)$.

Dans le tableau des angles, j'ai ajouté la face n indiquée par M. Rammelsberg, et la face $\alpha^{1/2}$ observée par M. Schabus. J'ai également introduit les angles relatifs au prisme M qui n'existe pas sur les cristaux, et à la face a suivant laquelle se fait la mâcle. Je joins d'ailleurs à mes mesures celles de ces deux savants :

	Calculé.	Observé.	Schabus.	Rammelsberg.
A : N =	150° 8'	150° 5'	149° 56'	
N : N =	120 17			
M : M =	82 6			
P : a =	115° 16'			
P : A =	91 56	92° 00'	92° 44'	90° (supposé)
P : $\alpha^{1/2}$ =	49 53	»	50	
P : P' =	129 28	*129 28	130	
A : A' =	133 20	*133 20		
P : $e^{1/8}$ =	161 51	159 à 162		
P : $e^{1/6}$ =	156 24	156 30		
P : $e^{1/5}$ =	152 20	150 à 153		
P : $e^{1/4}$ =	146 45	146 40	»	147
P : $e^{1/2}$ =	127 20	127 30	129	127 47
P : e =	110 53	110 50	»	111 15
e : $e^{1/2}$ =	163 33	»	»	163 30
$e^{1/2}$: $e^{1/4}$ =	160 35	»	»	160 50
P : $m^{1/3}$ =	131 31	131 25	»	132 12
P : m =	107 13	*107 13	108	
P : M =	91 16			
P : μ =	75 8	75 18		
P : $\mu^{1/4}$ =	41 32	41 10		
P : $\mu^{1/5}$ =	35 13	35 23		
$m^{1/3}$: m =	155 42	»	»	155 25
m : μ =	147 55	»	147 30	
P : $n^{1/6}$ =	156 35	156 15		
P : n =	112 15	»	»	110 20
P : N =	91 41	91 50		
A : m =	129 33	129 40	129 22	129 30
A : e =	90 41	91 5		
A : μ =	51 17	51 24	51 51	

	Calculé.	Observé.	Schabus.	Rammelsberg.
$A : n =$	144 34	»	»	144
$A : e^{1/2} =$	91 10	91 15		
$A : m^{1/3} =$	120 54	121 3		
$A : e^{1/4} =$	91 37	91 40		
$A : \mu^{1/4} =$	65 48	66		
$A : e^{1/5} =$	91 43	91 50		
$A : \mu^{1/5} =$	69 27	69 10		
$A : e^{1/6} =$	91 46			
$m - m =$	87 48	87 40		
$n - n =$	125 6			
$m^{1/3} - m^{1/3} =$	111 14			
$n^{1/6} - n^{1/6} =$	157 10			
$\mu - \mu =$	86 23			
$N : m =$	155 38	155 30		
$N : e^{1/2} =$	114 26	114 35		
$m : e^{1/2} =$	138 48	»	»	138 14
$m \smile m' =$	92 12	92 20		
$e \smile e' =$	162 30			
$e^{1/2} \smile e'^{1/2} =$	150	149 54		
$m^{1/3} \smile m'^{1/3} =$	86 39	86 24		
$e^{1/5} \smile e'^{1/5} =$	135 35	136 environ		
$\mu^{1/4} \smile \mu^{1/4} =$	171 29	172 environ		
$e^{1/6} \smile e'^{1/6} =$	133 57	133 48		
$e^{1/6} : \mu^{1/5} =$	157 20	157 24		

Angle plan de la base : 82° 4'.

Il y a un clivage très-facile suivant la base P. L'éclat est nacré sur ce plan; il est adamantin sur les autres faces. Clivage.

(B) Prisme rhomboïdal droit. Seconde forme.

Bien que les cristaux de cette forme paraissent au premier abord excessivement brillants, ils ne se prêtent cependant pas à des mesures très-rigoureuses; du moins les angles mesurés sur plusieurs cristaux, présentent d'assez fortes différences. J'ai été longtemps incertain s'ils ne devaient pas être réunis à l'espèce

précédente; cependant plusieurs cristaux très-nets m'ont donné exactement 90 degrés pour l'inclinaison de la base sur les faces du prisme.

On place ordinairement en avant l'angle obtus du prisme primitif. J'ai préféré, dans le cas actuel, prendre au contraire l'angle aigu pour angle du prisme, de manière à faire ressortir l'analogie de forme très-remarquable qui existe entre ces cristaux et les précédents.

Les formes observées sont (*fig.* 27) :

Le prisme M avec les faces A et E du prisme rectangulaire; les octaèdres m, $m^{1/2}$, $m^{1/3}$; les biseaux e, $e^{1/2}$, $e^{1/4}$.

Ces cristaux ont aussi été décrits par M. Schabus, nos mesures ne diffèrent pas beaucoup.

	Calculé.	Observé.	Schabus.
M — M =	82° 10'	* 82° 10'	82° 4'
A : M =	131 5	131 5	
P : $e^{1/4}$ =	146 48	146 37	147 20
P : $e^{1/2}$ =	127 23	*127 23	128 5
P : E =	90	90	
P : $m^{1/3}$ =	130 49	130 30 à 131° 30'	131 29
P : $m^{1/2}$ =	119 56	119 30 à 120 30	120 30
P : m =	106 4	105 à 107	
P : M =	90	90 à 91	90
P : A =	90	90 à 90 35	
E : $m^{1/3}$ =	124 47	124 43	
$m^{1/3}$ — $m^{1/3}$ =	110 26	110 32	
E : $m^{1/2}$ =	130 47	130 30	
$m^{1/2}$ — $m^{1/2}$ =	98 26	98 34	
E : m =	136 24		
m — m =	87 10	86 10	
A : $m^{1/3}$ =	119 49	119 28	
$m^{1/3} \smile m^{1/3}$ =	120 21	119 50	
A : $m^{1/2}$ =	124 43	124 38	
$m^{1/2} \smile m^{1/2}$ =	110 34	110 33	
A : m =	129 10	128 54	
A : e =	90	90 15	
$m \smile m$ =	101 40	102	

Si l'on compare ce tableau à celui de l'espèce précédente, on verra que toutes les faces se retrouvent presque avec les mêmes angles. Mais d'un côté il y a une obliquité de deux degrés, tandis que de l'autre le prisme est droit. L'absence de clivage dans les cristaux (B) établit d'ailleurs une différence de plus entre ces deux formes.

(C) Prisme rhomboïdal oblique. Cristaux lamellaires. Troisième forme.

La petitesse, et surtout le peu d'épaisseur de ces lamelles, rendent leur détermination très-difficile. De plus elles sont rarement simples, mais presque toujours groupées en rosaces.

Leurs faces semblent assez brillantes, cependant les mesures sont encore plus variables que pour les cristaux précédents, en sorte que la position de plusieurs faces demeure incertaine.

Les faces que j'ai observées sont (*fig.* 28) :

Le prisme M et la base oblique P, qui est le plan large des lames.

Sur les arêtes du prisme : m, $m^{2/3}$ (?), $m^{3/4}$ (?).

Sur l'angle antérieur : a, $a^{3/4}$(?), $a^{3/5}$(?), $a^{1/2}$, $a^{2/5}$(?).

Sur l'angle inférieur : α, $\alpha^{1/2}$, $\alpha^{3/8}$.

Sur les angles latéraux : e et e^2.

Les modifications sur les angles sont en général plus développées que celles qui sont placées sur les arêtes de la base, en sorte que les lamelles paraissent rectangulaires avec les angles tronqués.

		Calculé.	Observé.	
M — M	=	99° 30'	* 99° 30'	99° 10' à 99° 50'
P : $m^{2/3}$	=	131 20	»	132 20 à 130
P : $m^{3/4}$	=	128 28	»	130 à 128 20
P : m	=	122	* 122	121 40 à 122 30
P : M	=	96 40	* 96 40	96 97

	Calculé.	Observé.	
P : $a^{2/5}$ =	151 18	»	150 à 152
P : $a^{1/2}$ =	146 11	»	145 à 148
P : $a^{3/5}$ =	141 46	»	142 environ
P : $a^{3/4}$ =	136 18	»	134 à 136
P : a =	129 28	129 10	128 30 à 130
P : α =	62 44	62 35	61 à 63 20
P : $\alpha^{1/2}$ =	40 10	39 40	38 à 42
P : $\alpha^{3/8}$ =	31 31	31 46	31 à 33
P : e =	128	128 20	127 à 129
P : e^2 =	111 20	111	110 à 112
m — m =	113 2		
a : m =	146 31	»	146 10 à 146 40
$m^{3/4}$ — $m^{3/4}$ =	118 46	»	118 35 à 122 30
$m^{2/3}$ — $m^{2/3}$ =	121 31		
M : a =	131 1	131 8	130 40 à 131 30
M : e =	64 3	64 14	63 à 65
a : e =	113 2	112 51	112 à 113 40
α : M =	128 7	»	128 à 129
M : e =	125 30	125 15	124 50 à 125 40
M : $a^{1/2}$ =	121 5	»	119 à 122
a : $m^{2/3}$ =	149 19	149	148 50 à 149 20
a : e^3 =	103 22	»	104 environ
$a^{1/2}$: $m^{2/3}$ =	150	»	148 à 151
M : $\alpha^{1/2}$ =	113 26	»	113 environ
e : $\alpha^{1/2}$ =	118 4	»	118 20 environ
$a^{1/2}$: m =	143 1	»	142 environ
$a^{1/2}$: e =	120 46		

Angle plan de la base : 98° 50′.

La première colonne des observations renferme les moyennes d'un grand nombre de mesures; elles ne sont indiquées que pour les angles pour lesquels plusieurs cristaux assez nets donnaient des résultats assez concordants.

Malgré l'incertitude de ces déterminations, il est impossible de réunir cette forme à l'une des deux précédentes. On remarquera cependant plusieurs coïnci-

dences curieuses. Ainsi les faces *e* et e^2 correspondent exactement aux faces $e^{1/2}$ et *e* des deux autres formes. On pourrait aussi tourner les cristaux dans un autre sens, en supposant que la base P se fût inclinée de droite à gauche ; alors le prisme M serait resté à peu près le même que dans les deux autres formes, et les faces $a^{1/2}$ et *a* correspondraient aux faces $e^{1/2}$ et *e*. Toutefois ces analogies ne sont peut être qu'accidentelles.

L'analyse de ces cristaux a été faite en précipitant leur dissolution par l'azotate d'argent, et recueillant l'azotate d'argent sur un filtre taré. Après avoir précipité l'excès d'argent par l'acide chlorhydrique, on a évaporé à siccité avec de l'acide sulfurique, et dosé la potasse à l'état de sulfate après une forte calcination. Analyses.

(A) *Cristaux mâclés*, $1^g,564$:

Iodate d'argent. . . . . . 2,253 = Acide iodique. . . 1,3288
Sulfate de potasse. . . . . 0,353 = Potasse.. 0,1910

(B) *Cristaux droits*, $0^g,6425$:

Iodate d'argent. . . . . . 0,924 = Acide iodique. . . 0,545
Sulfate de potasse. . . . . 0,151 = Potasse. 0,0817

(C) *Cristaux lamellaires*, $1^g,826$:

Iodate d'argent. . . . . . 2,635 = Acide iodique. . . 1,5541
Sulfate de potasse. . . . . 0,407 = Potasse. 0,2201

		Calculé.	A.	B.	C.
KO	589	12,09	12,21	12,71	12,54
$2IO^5$	4170	85,60	84,96	84,82	85,11
HO	112,5	2,31	2,83	2,47	2,35
	4871,5	100,00			

L'eau n'a été déterminée que par la perte, mais l'accord des trois analyses est tel qu'il m'a paru inutile d'en faire un dosage direct.

TRIIODATE DE POTASSE : KO, 2HO, $3IO^5$.

Prisme oblique non symétrique. Forme primitive.

Je n'ai rien à ajouter à la description que M. Ram-

melsberg donne de ce sel dans son traité. J'ai observé la même forme, et mes mesures s'accordent très-bien avec les siennes. Je signalerai seulement l'existence de deux clivages assez faciles et très-nets suivant la base et l'une des faces du prisme (*c* et *p* de R.).

Ce savant a admis la formule $KO, 3IO^5$ adoptée jadis par Sérullas. Mais l'existence d'un sel acide anhydre est, par elle-même, peu probable. De plus, M. Millon a analysé un triiodate de potasse, et y a trouvé deux équivalents d'eau (1); il était très-vraisemblable que cette analyse se rapportait au sel cristallisé. C'est, du reste, ce que prouve l'analyse suivante.

Analyse. J'ai opéré comme pour le bi-iodate, mais j'ai tenu à faire de plus une détermination directe de l'eau. On y parvient très-aisément en calcinant le sel dans un tube de verre réfractaire renfermant une longue colonne de cuivre métallique. Un courant lent d'air sec entraîne la vapeur d'eau dans un tube rempli de ponce sulfurique.

$1^g,2855$ ont donné :

Iodate d'argent. . . 1,927 = Acide iodique. 1,1366
Sulfate de potasse. 0,196 = Potasse. . . . 0,1060

$2^g,361$ ont donné : 0,080 d'eau.

		Calculé.	Trouvé.
KO	589	8,33	8,25
$3IO^5$	6255	88,49	88,42
$2HO$	225	3,18	3,38
	7069	100,00	100,05

BIIODATE DE POTASSE ET CHLORURE DE POTASSIUM :

$KCl + KO, HO, 2IO^5$.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal droit.

Les cristaux de ce composé, découvert par Sérullas,

(1) *Annales de chimie et de physique*, 3e série, t. IX.

ont été décrits récemment par M. Rammelsberg (1). Je les avais également déterminés, et mes observations s'accordent assez exactement avec celles de ce savant pour qu'il soit inutile de les rapporter ici.

Je me bornerai seulement à faire remarquer l'analogie de forme très-curieuse qui existe entre ce composé et le biiodate de potasse (cristaux B). En effet, si l'on tourne les cristaux dans le même sens, on trouve pour le rapport des axes :

Biiodate de potasse, $a:b:c =$	1,1470 : 1 : 2,6176 (ou 3×0,8725)
Chlorobiiodate d'après M. Rammelsberg. . .	1,1483 : 1 : 0,8847
Chlorobiiodate, d'après mes mesures.	1,1395 : 1 : 0,8683

L'angle du prisme est presque identique, et la hauteur dans le premier sel est presque exactement triple de celle du second.

Sérullas avait considéré ce composé comme anhydre. Composition.
Plus tard, M. Millon conclut de ses analyses, dans lesquelles il n'a déterminé que la proportion de potasse, qu'il devait contenir un équivalent d'eau. J'avais été amené à la même conclusion par l'analyse que j'avais faite de ses cristaux. Mais M. Rammelsberg, dans le mémoire qu'il vient de publier, nie la présence de l'eau, bien qu'il n'ait pas cherché à la déterminer directement. Cette circonstance m'a engagé à reprendre l'étude de ce corps, et à faire un dosage direct de l'eau en le calcinant dans un tube avec du cuivre métallique et recueillant l'eau dans un tube à acide sulfurique. Cet essai est d'autant plus facile que ce sel ne se décompose qu'à une température bien supérieure à 100 degrés, en sorte que l'on peut, sans inconvénient,

(1) *Poggendorff Annalen*, janvier 1856.

faire circuler pendant quelque temps un courant d'air sec dans le tube renfermant le cuivre et la substance à analyser, chauffé à 100 degrés. On est parfaitement sûr ainsi de n'avoir à craindre aucune erreur due à la présence d'eau hygroscopique.

1^g,625, précipités par l'azotate d'argent, ont donné un précipité pesant, après dessiccation, 2,466. Traité par l'acide chlorhydrique, il s'est réduit à 1,490 de chlorure d'argent. Il est facile de calculer d'après cela que le premier précipité, mélange d'iodate et de chlorure d'argent contenait 0,120 de chlore et 1.168 d'acide iodique.

1,124 décomposés par l'acide sulfurique ont produit 0,414 de sulfate de potasse, contenant 0,224 de potasse = 19,93 p. 100.

2,789 ont donné 0,069 d'eau = 2,47 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.	Millon.	
KO	589	10,14			
$2IO^5$	4170	71,85	71,87	»	»
K	489	8,43	»	»	»
Cl	443,2	7,64	7,38	»	»
HO	112,5	1,94	2,47	»	»
	5803,7	100,00			
2HO	1178	20,28	19,93	20,32	20,27

Voici d'ailleurs les résultats obtenus par M. Rammelsberg, et la composition calculée d'après la formule qu'il admet :

		Calculé.	Trouvé.		
KO	587	10,35			
$2IO^5$	4170	73,27	71,08	71,14	74,60
K	489	8,59			
Cl	443,2	7,79	8,17	7,69	8,52
	5691,2	100,00			
2KO	1178	20,70	20,97	20,90	

On remarquera que, sur ces trois dosages de l'acide iodique, il y en deux qui confirment pleinement ma

formule. D'ailleurs, la recherche directe de l'eau ne peut laisser aucun doute.

IODATE ET BISULFATE DE POTASSE : $KO, IO^5 + KO, HO, 2SO^3$.

Prisme rhomboïdal oblique. *Forme primitive.*

Les cristaux de ce sel sont représentés dans les *fig.* 29 et 30. Dans la seconde ils ont été retournés pour montrer l'apparence qu'ils présentent le plus souvent. La base P manquant, et la face α étant plus développée que toutes les autres faces du sommet, on est disposé à la choisir pour base. J'ai préféré cependant l'autre position qui donne plus de simplicité aux signes des diverses faces.

Les faces observées sont :

Les prismes M, N $(a : 2b : \infty c)$, R $(a : 3b : \infty c)$, et la face antérieure A.

La base P qui manque souvent, les faces a, α et α^3.

Les biseaux e et $e^{1/2}$, m et $n (a : 2b : c)$:

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M — M =	54° 53'	* 54° 53'	a : n =	156° 1	156° 00'
N — N =	92 10		a : m =	138 21	138 19
A : R =	147 19	147 25	m — m =	96 42	
A : N =	136 5	136	n — n =	132 3	
A : M =	117 27	117 28	M : a =	103 37	103 37
P : a =	152 32		M : e =	51 44	51 43
P : A =	93 14	94 env.	a : e =	128 7	128 10
A : a =	120 42.	*120 42	α : M =	101 31	101 25
A : α^3 =	147 15	147 20	α : e =	52 29	52 28
A : α =	115 50	115 40	M : e =	130 58	130 59
P : m =	131 32	131 40	α : N =	108 11	108 12
P : M =	91 29	91 40	α : m =	65 33	65 50
P : n =	144 10		α : $e^{1/2}$ =	38 56	38 45
P : N =	92 20		A : m =	112 26	
P : $e^{1/2}$ =	152 42	152 45	A : e =	92 15	92
P : e =	134 5	134 3	N : a =	111 55	
$e \wedge e$ =	88 10	88 11			
$e^{1/2} \wedge e^{1/2}$ =	125 23	125 30			

Angle plan de la base : 54° 48' 30".

Analyse. $0^g,6965$ ont donné :

					p. 100.
Iodate d'argent. . .	0,566	= Acide iodique.	0,3338	=	47,92
Sulfate de potasse.	0,344	= Potasse.	0,186	=	26,70

$1^g,809$ ont donné :

Iodate d'argent. . .	1,447	= Acide iodique.	0,8534	=	47,17
Sulfate de baryte. .	1,247	= Ac. sulfurique.	0,4279	=	23,63

$1^g,794$ ont laissé par calcination 0,886 de sulfate de potasse, contenant 0,4792 de potasse, soit 26,71 p. 100. On a constaté qu'une nouvelle calcination, après addition d'acide sulfurique, ne produisait aucun changement de poids.

$2^g,240$ calcinés avec du cuivre ont produit 0,064 d'eau égalant 2,85 p. 100.

		Calculé.	Trouvé.	
IO^5	2085	47,65	47,92	47,17
$2SO^3$	1000	22,86	23,63	
2KO	1178	26,92	26,70	26,71
HO	112,5	2,57	2,85	
	4375,5	100,00		

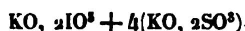
Observations. Sérullas a le premier (1) décrit un composé de cette nature, obtenu par la concentration des eaux mères des iodates acides de potasse, lorsqu'on a préparé ceux-ci au moyen de l'iodate neutre et de l'acide sulfurique. Il se présente, d'après ce savant, en cristaux transparents, très-réguliers. Il laisse par calcination 34 p. 100 de sulfate de potasse (18,39 p. 100 de potasse), et contient 61,76 p. 100 d'acide iodique. Il l'a considéré d'après cela comme composé de bisulfate et de biiodate de potasse.

Plus tard, M. Millon a reproduit ce sel double (2) et, sans l'analyser complétement, a déterminé la proportion de sulfate de potasse qu'il laisse par calcination et qui serait, d'après lui, de 22,92 à 23,10 p. 100. Il en conclut que Sérullas avait bien apprécié sa com-

(1) *Annales de chimie et de physique*, 2e série, t. XLIII.
(2) *Idem*, 3e série, t. IX.

position, sauf en ce qui concerne la présence d'eau qu'il avait négligée. Suivant lui ce sel a pour formule SO^3, $KO + IO^5$, HO, ou, ce qui reviendrait au même, $KO, HO, 2SO^3 + KO, HO, 2IO^5$. On remarquera que cette conclusion ne serait nullement justifiée par les résultats analytiques obtenus par M. Millon, à moins qu'il n'y ait dans son mémoire, ce qui paraît fort probable, une erreur d'impression, et qu'il faille lire 32,92 et 33,10 pour la proportion de sulfate de potasse.

Enfin M. Rammelsberg a décrit récemment (1) des cristaux d'un composé analogue qu'il a obtenus dans les mêmes circonstances. D'après lui ce sel double cristallise en prisme rhomboïdal droit, et sa composition est représentée par la formule



$$KO, 2IO^5 + 4(KO, 2SO^3)$$

Il semblerait résulter de là qu'il existe au moins trois sels distincts qui pourraient se former dans les mêmes conditions et dont la composition présenterait d'assez grandes différences. Cependant j'ai fait varier de toutes les manières possibles les proportions relatives de l'acide sulfurique, de l'acide iodique et de la potasse, sans pouvoir obtenir d'autres cristaux que ceux que j'ai décrits et analysés ci-dessus.

Je ne puis me défendre de quelques doutes sur l'existence du composé annoncé par M. Rammelsberg. D'une part, en effet, la composition qu'il lui attribue est fort anomale, les sels acides anhydres étant de rares exceptions. D'autre part, la forme qu'il assigne à ses cristaux se trouve être exactement celle du bisulfate de potasse. Ne serait-il point possible qu'il eût

(1) *Poggendorff Annalen*, janvier 1856.

analysé un mélange de bisulfate et de sulfo-iodate, et mesuré des cristaux qui n'étaient que du bisulfate?

IODATE DE BARYTE : BaO, IO^5 + aq.

Forme primitive. Prisme rhomboïdal oblique.

Ce sel, presque insoluble dans l'eau, mais soluble dans l'eau acidulée par l'acide azotique, peut être obtenu en cristaux déterminables, bien que très-petits. Ils sont très-éclatants; toutefois leurs faces donnent habituellement des images multiples, en sorte que les mesures n'offrent pas de précision. Ils sont parfaitement isomorphes avec les cristaux de chlorate et de bromate de baryte.

Ils présentent le prisme M (Pl. I, *fig.* 31), terminé par le biseau aigu *e*, avec une face *a* sur l'angle antérieur; la base manque :

	Calculé.	Observé.		Calculé.	Observé.
M:M =	82° 00′	81° 40′ à 82° 30′	*e* ∧ *e* =	76° 42′	76° à 78°
{ M:*a* =	119 34	119 10 à 119 50	P : M =	91 33	
{ M:*e* =	54 56		P : *a* =	133 36	
{ *a*:*e* =	115 20	114 40 à 116 30	P : (MM) =	92 22	
M:*e* =	127 30	127 10 à 127 55			

Angle plan de la base : 81° 37′.

Composition. La composition de ce sel a été déterminée il y a longtemps et avec des résultats semblables, par M. Millon et par M. Rammelsberg; d'ailleurs elle est confirmée par son isomorphisme avec les chlorates de baryte et de plomb.

Bien que cet isomorphisme fût excessivement probable, je crois que c'est le premier exemple constaté de l'isomorphisme d'un iodate avec le chlorate ou le bromate correspondant, s'il est vrai, comme l'annonce M. Rammelsberg, que le bromate de potasse ne cristallise pas dans le système régulier.

IODATE D'ARGENT : AgO, IO^5.

Prisme rhomboïdal oblique. Forme primitive.

Le sel se dissout facilement dans l'ammoniaque, et se dépose peu à peu par l'évaporation de l'ammoniaque, en petits cristaux très-brillants.

Ce sont des lames rectangulaires (Pl. I, *fig.* 32) formées par un prisme rhomboïdal MM, largement tronqué sur ses arêtes aiguës par le plan A. Malheureusement ces faces seules sont nettes ; les cristaux se terminent aux deux sommets par une série de facettes striées parallèlement à leur intersection avec A, et sur lesquelles il m'a été impossible d'obtenir aucune mesure constante. Mais elles ne paraissent pas symétriques, ce qui m'a fait adopter un prisme oblique. La forme reste donc en grande partie indéterminée :

A : M = 127° 30′ environ.

0^g,4465 ont produit 0,2253 de chlorure d'argent, correspondant à 0,1822 d'oxyde, soit 40,80 p. 100. La formule exige 41,02. Analyse.

TABLE

DES SUBSTANCES DÉCRITES DANS CE MÉMOIRES.

DE LA

SUBSTITUTION DE LA HOUILLE AU COKE

DANS LES LOCOMOTIVES.

Par MM. COMMINES DE MARSILLY, ingénieur des mines,

et CHOBRZINSKI, inspecteur principal de la traction au chemin de fer du Nord.

La substitution de l'emploi de la houille à celui du coke dans les foyers des locomotives est depuis longtemps l'objet des recherches des ingénieurs. Introduction.

Essais faits en Angleterre pour brûler de la houille au lieu de coke dans les foyers des locomotives.

En Angleterre, un grand nombre de systèmes ont été essayés ; on a donné aux foyers de grandes dimensions, comme dans les locomotives de Mac Connel et Crampton, au chemin de fer de North-Western ($1^m,50$ de longueur sur $1^m,05$ de largeur) ; mais les houilles grasses obstruaient les grilles, exigeaient un tirage énergique et donnaient beaucoup de fumée ; la production de vapeur était moins active qu'avec le coke et la consommation beaucoup plus considérable ; avec les houilles maigres, la fumée était évitée, mais ces houilles décrépitent au feu ; une partie traverse la grille et tombe sur la voie ; une autre partie est entraînée dans la boîte à fumée, s'y enflamme, nuit au tirage et force souvent le mécanicien à arrêter sa machine ; ces graves inconvénients rendaient impossible l'emploi des houilles maigres. Pour diminuer la fumée que dégagent les houilles grasses et flambantes, on a eu recours à divers systèmes : l'un d'eux, que nous avons vu appliquer à des locomotives du South-Western, consiste en une petite boîte à feu placée en avant de la

boîte à feu ordinaire, presque sous les pieds du mécanicien; des tubes mettent en communication les deux foyers: on met une couche de coke assez mince dans le premier; les gaz provenant de la combustion du coke et l'air en excès qui a traversé la couche de coke incandescent se rendent dans le foyer principal dans lequel on brûle de la houille ou bien un mélange de houille et de coke; de plus, celui-ci est divisé en deux compartiments par un bouilleur transversal, et dans le compartiment du fond on ne met que du coke, en sorte qu'avant d'arriver dans les tubes, tous les gaz passent au-dessus d'une couche de coke incandescent.

Ce système ne donne point de résultats satisfaisants; la fumée est diminuée, mais elle n'est point complétement brûlée: comme rien n'est changé à la forme de la grille, les inconvénients qui y sont inhérents subsistent toujours; aussi les expériences faites pour substituer l'emploi de la houille à celui du coke laissèrent-elles à celui-ci une supériorité incontestable malgré son prix élevé.

Essais faits en Allemagne.

Les chemins de fers allemands brûlent généralement du coke; sur certaines lignes on marche avec du bois, de la houille ou du lignite; la forme des grilles ne présente aucune particularité; les barreaux sont plus ou moins nombreux, plus ou moins serrés, la grille plus ou moins relevée, suivant la nature du combustible; mais c'est à ces tâtonnements que se réduisent les tentatives faites pour substituer la houille au coke (1).

En Belgique.

En Belgique, ce combustible est le seul employé par

(1) Voir la note de M. Couche sur l'emploi du coke dans les locomotives, et sur les expériences faites en Autriche dans le but de substituer au bois les houilles et les lignites de Bohême pour le service des chemins de fer (*Annales des mines*, 4e série, t. XIX, page 425).

les chemins de fer ; cependant sur le chemin de fer de l'État belge on le mélange avec des briquettes ; sur le chemin de fer du Flénu, qui dessert les houillères du couchant de Mons, on ne brûle que de la houille ; c'est le seul combustible qu'emploie aussi depuis son origine le chemin de fer d'Anvers à Gand, même pour les trains de voyageurs, mais il ne brûle que des houilles demi-grasses, donnant peu ou point de fumée ; c'est à l'état de gros qu'il les emploie.

En France, au chemin du Nord, nous avons introduit déjà, depuis deux ans, sous la direction de M. Petiet, ingénieur en chef de l'exploitation et du matériel, l'usage de ces houilles mélangées avec le coke; elles ont été pour la compagnie du Nord, pendant les hivers de 1853 et 1854, une ressource précieuse à cause de l'insuffisance de la production du coke et de sa cherté. Seules, sans mélange de coke, les houilles demi-grasses à l'état de gros peuvent le remplacer et faire un assez bon service. La vaporisation est rapide et la marche des trains facile, mais le menu tamise à travers la grille et tombe sur la voie; l'entraînement dans la boîte à fumée est considérable, il sort même par la cheminée des parcelles enflammées qui pourraient occasionner des incendies; de plus il se produit de la fumée lors du chargement. En France.

La consommation est considérable: on brûle 110 à 120 kilogrammes de houille contre 100 kilogrammes de coke; on s'est donc borné à mélanger la houille avec le coke: l'expérience a conduit à donner un panier de houille avec quatre paniers de coke, et à compter le panier de houille pesant 50 kilogrammes comme équivalant à un panier de coke pesant 40 kilogrammes. Sur d'autres chemins de fer on a brûlé également de la houille, soit seule, soit mélangée; mais la consomma-

tion est plus grande qu'avec le coke, et on ne l'emploie que quand celui-ci manque.

État de la question de la substitution de la houille au coke, au commencement de 1855.

L'exposé que nous venons de faire était utile pour montrer où en était la question de la substitution de la houille au coke au commencement de l'année 1855. On voit qu'en Angleterre la supériorité du coke était admise, la houille rejetée; qu'en Allemagne on brûlait généralement du coke; qu'en Belgique et en France on mélangeait souvent dans une certaine proportion de la houille ou des briquettes au coke; mais qu'on avait été amené là par la rareté et le haut prix de ce combustible, et que ces mélanges étaient considérés comme un expédient qui devrait cesser quand le coke serait plus abondant et son prix moins élevé.

Application nouvelle de la grille à gradins.

Telle était la situation de la question lorsque l'un de nous proposa la substitution des grilles à gradins (1) aux grilles ordinaires, en vue de brûler de la houille aulieu de çoke: nous fîmes les études et les essais en commun, sous la direction de M. Petiet, chef de l'exploitation.

Excellent service fait avec la houille.

Aujourd'hui plus de cent machines locomotives, tant sur le chemin du Nord que sur le chemin d'Orléans et sur d'autres, marchent à la houille avec des grilles à gradins; la production de vapeur est rapide, la marche des trains facile et la fumée est complétement brûlée, ou bien elle l'est suffisamment pour qu'elle ne puisse gêner les voyageurs.

Économie de combustible.

Ce n'est pas tout: la consommation par train et par kilomètre est moindre avec la houille qu'avec le coke.

(1) On trouve dans les (*Annales des mines*, 1853: Méthode nouvelle pour la fabrication du fer, par M. Le Play. Explication des planches du tome III, page 841), la description de la grille à gradins, appliquée à un four à ligneux des forges domaniales de Neuberg en Styrie.

L'économie que procure aux chemins de fer l'emploi de la houille porte donc sur deux points : le prix d'achat, la consommation.

Description de la grille à gradins.

La grille à gradins se compose de deux parties : l'une inclinée, formée de barreaux plats et larges, disposés les uns au-dessus des autres comme les marches d'un escalier, avec cette différence que l'intervalle entre deux barreaux consécutifs est libre pour donner accès à l'air ; l'autre horizontale, avec barreaux ordinaires placés à la suite du dernier barreau plat ; le combustible couvre la grille tout entière.

Avantages qu'elle présente sur les grilles ordinaires.

Chaque barreau plat avance, en projection horizontale, de quelques centimètres sur le barreau inférieur, en sorte que le combustible placé sur ce dernier se trouve retenu, et si l'avancement est suffisant ne peut tomber. On comprend de suite combien cette disposition est avantageuse pour brûler de la houille dans les foyers des locomotives. Avec les grilles ordinaires le mouvement de trépidation continuelle et saccadée de la machine en marche contribue à briser la houille et détermine une espèce de criblage à travers la grille, dont les barreaux doivent être toujours assez espacés pour laisser passer l'air nécessaire à la combustion. Avec les grilles à gradins on peut laisser un intervalle très-grand entre les barreaux sans que la houille tombe, il suffit pour cela d'augmenter l'avancement, ou, si l'on aime mieux, le recouvrement des barreaux ; par exemple, si l'intervalle entre les barreaux est de $0^m,04$, on portera le recouvrement à $0^m,05$; la houille ne pourrait tomber qu'en prenant un talus de $0^m,04$ sur $0^m,05$; or ce talus suffit pour la retenir.

Un autre avantage que présentent les grilles à gradins, c'est qu'on peut augmenter à volonté l'espace libre pour l'accès de l'air dans un foyer dont les dimen-

sions sont données; avec les grilles ordinaires on est limité nécessairement par l'épaisseur que doit avoir chaque barreau pour résister à l'action du feu; l'écartement entre deux barreaux successifs ne peut pas non plus être bien considérable, sans quoi le combustible tomberait, tandis que rien n'empêche d'augmenter le nombre et l'espacement des barreaux d'une grille à gradins sans changer sa projection horizontale, seulement la grille est plus inclinée. On peut donc, avec une grille à gradins placée dans un foyer étroit, dans l'unité de temps, faire passer une masse d'air considérable à travers le combustible, en brûler une grande quantité, et par suite produire beaucoup de vapeur. Cette propriété n'est point sans importance pour les locomotives dont les foyers sont nécessairement restreints.

Propriété fumivore.

Mais ce qui caractérise les grilles à gradins, et leur donne une supériorité incontestable sur les grilles ordinaires pour la combustion de la houille, c'est la propriété fumivore dont elles jouissent. Lorsqu'on brûle des houilles demi-grasses telles que celles de Charleroi et du Centre, et que le courant d'air est actif, la fumée est complétement brûlée: avec des houilles plus grasses, elle l'est seulement en partie; mais si ces houilles ne sont pas très-fumantes, comme le sont certaines houilles de Belgique et d'Angleterre, la fumée est suffisamment brûlée pour que ce qui échappe à la combustion ne gêne pas les voyageurs.

La disposition des barreaux et la manière dont se fait le chargement permettent d'expliquer cette propriété remarquable.

Manière de charger.

La houille se charge toujours sur les deux ou trois premiers barreaux; avant de charger, le chauffeur a repoussé sur les barreaux inférieurs la houille qui se

trouvait sur les premiers. C'est dans le bas de la grille que la combustion est la plus active; mais quand le charbon y arrive, il a déjà subi un commencement de calcination, et la majeure partie de la fumée s'est dégagée; l'air qui afflue suffit donc pour brûler la petite quantité qui se forme encore. D'autre part la houille nouvellement chargée reste sur le devant; elle est en couche épaisse et ne se trouve en contact qu'avec une faible quantité de houille incandescente; elle distille lentement, et la fumée qu'elle produit n'est pas assez abondante pour ne pas être brûlée complétement par l'air en excès, qui a traversé les couches incandescentes de houille déjà calcinée, accumulées dans le bas de la grille. Si la nature de la houille est telle que, même calcinée lentement, elle produise beaucoup de fumée, celle-ci ne sera brûlée qu'incomplétement; il en serait de même avec des houilles demi-grasses, si, au lieu de charger sur le devant, le chauffeur jetait la houille au fond du foyer; il est évident qu'il se formerait une fumée abondante.

On se placerait en agissant ainsi dans les conditions que présentent les grilles ordinaires.

Causes de production de fumée avec les grilles ordinaires.

En effet le chargement de celles-ci s'opère en répartissant la houille sur toute la surface de la grille; or c'est au moment que la houille est convertie en coke incandescent, qu'on la recouvre d'une couche de charbon frais; à moins que celui-ci ne soit tout à fait maigre, il est clair qu'il doit dégager rapidement toute la fumée qu'il est susceptible de produire.

Variations qu'éprouve l'accès de l'air.

Par là aussi on augmente l'épaisseur de la couche de houille, on diminue le nombre d'interstices par lesquels l'air pénètre à travers la masse de combustible, et c'est au moment qu'il devrait arriver en plus grande abondance que ses accès diminuent. Ce n'est pas tout :

plus on s'éloigne du moment du chargement, et moins l'abondance d'air est nécessaire, plus il arrive facilement. Avec les grilles à gradins, ces fâcheuses anomalies n'existent point, ou se font peu sentir; le chargement ayant lieu sur les deux ou trois premiers barreaux, la combustion s'opère dans des conditions à peu près constantes sur le reste de la grille.

Piquage et décrassage du feu dans les foyers des locomotives.

Il importe pour la conduite du feu, dans les foyers des locomotives, que le piquage et le décrassage soient faciles, et qu'au besoin le mécanicien puisse jeter son feu rapidement.

Pour cela nous avons rendu les deux ou trois barreaux formant la grille horizontale indépendants du reste de la grille et mobiles autour d'un axe, que le mécanicien manœuvre à l'aide d'un levier; ce jet de feu est représenté *fig.* 1 et 2, Pl. II.

Moyens de brûler la fumée pendant les stationnements.

Aux stationnements, si la houille est grasse, il se produit beaucoup de fumée, il n'arrive plus assez d'air pour la brûler; le moyen de remédier à cet inconvénient est simple: il consiste à faire arriver dans la cheminée, un peu au-dessus du tuyau d'échappement, un petit tuyau qui est fixé par son extrémité sur la chaudière, et qui est muni d'un robinet; aussitôt que le mécanicien a fermé son régulateur, il tourne le robinet et ouvre la porte du foyer; le jet de vapeur dans la cheminée détermine un appel d'air très-actif par la porte et la fumée est complétement brûlée.

L'ensemble des moyens que nous venons d'indiquer rend facile et commode la combustion de la houille sur les grilles à gradins dans les foyers des locomotives: aussi ne l'emploie-t-on pas seulement pour les locomotives à marchandises; les machines à voyageurs, même celles qui font les trains express, marchent aussi bien avec la houille, quand elles sont munies de

grilles à gradins, qu'elles marchaient avec les grilles ordinaires en brûlant du coke de première qualité.

Les résultats dépendent de deux éléments principaux : Éléments qui influent sur les résultats de l'emploi de la houille.

1° De la nature de la houille ;

2° Du système de machines et particulièrement des dimensions du foyer.

Nous ferons d'abord connaître les houilles que l'on emploie avec succès, celles qui donnent de la fumée, celles dont la fumée est complétement brûlée, celles enfin dont l'usage doit être proscrit ; de cette étude nous déduirons les ressources en approvisionnement que présente la houille aux chemins de fer.

Nous exposerons ensuite les résultats obtenus aux chemins du Nord et d'Orléans, et nous comparerons les consommations des machines de même système qui ont marché dans les mêmes conditions et dans la même période de temps, les unes avec la houille, les autres avec le coke.

Pour bien faire connaître la nature des houilles qui conviennent aux locomotives, et les ressources qui s'offrent aux chemins de fer pour leurs approvisionnements, il est utile d'indiquer en quelques mots la nature et les qualités de houille que la Belgique, le nord de la France, l'Angleterre et la Prusse peuvent fournir aux chemins de fer français.

Les houilles belges importées en France proviennent principalement des bassins houillers de Mons, du Centre et de Charleroi. Bassins houillers de Belgique.

Les houilles de Mons peuvent être divisées en quatre catégories, qui correspondent à quatre séries de veines successives, en allant du sud vers le nord et qui sont : Houilles de Mons.

1° Les houilles maigres ;

2° Les houilles grasses ;

3° Les houilles dures ;

4° Les houilles flambantes ou Flénu.

Ces houilles sont caractérisées par la proportion des matières volatiles qu'elles renferment, déduction faite des cendres.

Les houilles maigres renferment 9 à 15 p. 100 de matières volatiles.

Les houilles grasses 20 à 26 p. 100.

Les houilles dures 26 à 34 p. 100.

Les houilles flambantes 33 à 40 p. 100.

La proportion de cendres varie de 1 à 5 p. 100 dans les échantillons exempts de schiste et de pyrites.

Dans le bassin du Centre, on distingue seulement les houilles grasses et demi-grasses.

Houilles du centre.

Les houilles grasses renferment de 19 à 23 p. 100 de matières volatiles, les houilles demi-grasses de 12 à 18 p. 100; celles-ci donnent très-peu de fumée; avec les houilles grasses il s'en produit, mais beaucoup moins qu'avec les houilles grasses de Mons.

Toutes les houilles de Mons, à l'exception des houilles maigres, produisent beaucoup de fumée.

Houilles de Charleroi.

Dans le bassin de Charleroi on distingue trois natures de houille : les houilles maigres, les houilles demi-grasses et les houilles grasses.

Les houilles maigres contiennent 8 à 12 p. 100 de matières volatiles.

Les houilles demi-grasses 12 à 19 p. 100.

Les houilles grasses 19 à 22 p. 100.

Houille de Valenciennes.

Enfin dans le bassin de Valenciennes nous rencontrons les mêmes natures de houille qu'en Belgique, à l'exception du Flénu.

Les houilles maigres sont représentées par Vicoigne, Fresne et Vieux-Condé; les houilles demi-grasses par Anzin (Nord), les houilles grasses du Centre par les houilles de certaines couches d'Anzin; celles de Mons

par Anzin et Abscon; les houilles dures par Denain; les mêmes proportions de matières volatiles correspondent aux mêmes natures de houille.

Briquettes.

Nous devons mentionner aussi les briquettes formées de houilles maigres et menues, que l'on agglomère avec le brai, résidu de la distillation du goudron ou le goudron lui-même; le mélange de houille et de brai ou de goudron est façonné en briquettes et soumis à une forte pression dans le moule; puis on cuit les briquettes à la température du rouge sombre.

Houilles anglaises.

Les houilles anglaises que l'on expédie en France proviennent de deux bassins distincts: le bassin de Newcastle et le bassin du pays de Galles ou de Cardiff.

Les houilles de Newcastle peuvent être divisées en deux grandes catégories; la houille sèche (Hartley) et la houille grasse.

La houille sèche est à longue flamme; elle est très-estimée pour le chauffage des chaudières à vapeur et le chauffage domestique; elle renferme 35 à 38 p. 100 de matières volatiles.

La houille grasse, bonne pour gaz, pour forge et pour coke, renferme de 23 à 32 p. 100 de matières volatiles; toutes deux fument beaucoup.

Le pays de Galles fournit des houilles maigres et anthraciteuses, ne collant point ou collant à peine.

Houilles de Sarrebruch.

Les houilles de Sarrebruch se rapprochent de Flénu de Mons; elles renferment 40 p. 100 environ de matières volatiles et sont généralement très-impures, même en gros blocs; il n'est pas rare d'y trouver 15 à 20 p. 100 de cendres; elles fument beaucoup.

Telles sont les houilles qui arrivent sur les chemins de fer français et dont nous avons essayé l'emploi.

Combustions des houilles maigres dans les locomotives.

Nous avons fait d'abord dans les locomotives l'essai des houilles maigres; voici ce que nous avons reconnu.

La houille maigre décrépite au feu et tombe en menus morceaux; le courant d'air qui est très-énergique, parce que les foyers sont très-étroits, en entraîne une grande partie dans la boîte à fumée; il y a même des parcelles de houille enflammées qui sortent de la cheminée et qui peuvent occasionner des incendies dans les champs qui bordent la voie de fer; la houille entraînée dans la boîte à fumée s'enflamme, rougit et voile la porte, échauffe les gaz qui sortent des tubes et empêche le tirage; en outre, les tubes s'obstruent rapidement; avec les dimensions restreintes des foyers des locomotives du chemin de fer du Nord, l'usage des houilles maigres n'était donc pas possible; il faudrait, pour les employer, augmenter de beaucoup la longueur et la largeur du foyer; les entrées d'air étant plus nombreuses et l'accès de celui-ci plus facile, le courant serait moins rapide, et par suite l'entraînement de la houille faible; le seul obstacle à la combustion des houilles maigres serait donc ainsi levé.

Houilles demi-grasses.

Les houilles demi-grasses du Centre et de Charleroi font un bon service ainsi que celles d'Anzin (Nord) et de Cardiff (Angleterre); le chemin de fer du Nord fait une grande consommation des houilles de cette espèce; la fumée est complétement brûlée.

Houilles grasses.

Les houilles grasses de Mons et d'Abscon (1) ne peuvent pas être employées dans les foyers des locomotives non plus que dans les chaudières des bateaux à vapeur; elles gonflent et collent tellement que le passage de l'air est obstrué.

Les houilles grasses de Charleroi et du Centre font au contraire un excellent service; la fumée qu'elles donnent est presque entièrement brûlée; ce sont elles

(1) Elles font cependant un bon service quand on les mélange dans la proportion d'un quart avec des houilles demi-grasses de Charleroi.

dont nous considérons l'usage comme le plus économique et que nous prenons de préférence.

Houilles dures.

Les houilles dures de Mons et celles de Denain produisent beaucoup de fumée; elle n'est brûlée qu'en partie, même dans les locomotives à grand foyer ; aussi convient-il de les réserver exclusivement pour les trains de marchandises ; à cela près, elles font un bon service. Il en est de même des houilles de Newcastle : on marche bien, mais il y a beaucoup de fumée; il convient de mélanger ces houilles à des houilles demi-grasses pour éviter une trop grande production de fumée.

Houilles Flénu.

Les houilles Flénu de Mons, à l'exception de celles qui se rapprochent beaucoup par leur qualité des houilles dures, doivent être exclues; elles donnent une fumée noire et épaisse, qui n'est qu'incomplétement brûlée; la longue flamme qu'elles produisent arrive jusque dans la boîte à fumée; les gaz sortent très-chauds des tubes, en sorte que la vaporisation n'est pas active, que l'on monte et que l'on se tient difficilement en vapeur et que la consommation est très-grande.

Houille sèche (Hartley de Newcastle).

Les charbons secs (Hartley) de Newcastle ne font pas un meilleur service et doivent être également rejetés.

Briquettes.

Les briquettes brûlent très-bien dans les locomotives, et quand elles ont été soumises à une cuisson convenable elles ne produisent que peu ou pas de fumée ; leur usage est très-commode ; elles se mettent facilement en magasin et ne donnent aucun déchet; c'est là une propriété précieuse qui doit assurer une part dans l'alimentation des chemins de fer.

(1) Les houilles de Newcastle peuvent être difficilement employées sans mélange ; elles seront trop collantes.

Houilles de Sarrebruck.

Les essais de la houille de Sarrebruck qui ont été faits sur le chemin de fer de l'Est sont peu nombreux et n'ont point conduit à des résultats concluants.

La fumée n'est point brûlée, cependant elle est moindre qu'avec les grilles ordinaires sans cesser d'être abondante et incommode.

Les barreaux s'encrassent et se brûleut très-rapidement et la production de vapeur n'est pas toujours suffisante; on éprouve des difficultés pour le décrassage de la grille.

Ces difficultés disparaîtraient en partie si le foyer était coupé sur le devant; elles ne sont donc pas inhérentes au système de grilles.

La diminution dans la surface du foyer ou de chauffe directe est une des causes de l'insuffisance de production de vapeur; il faut en tenir compte.

Il serait convenable de donner aux barreaux un espacement de $0^m,05$, de prendre des barreaux percés à jour (1) et de composer la grille horizontale de cinq à six barreaux ordinaires pour faciliter le décrassage.

Il faut nettoyer le feu souvent, tous les 40 ou 50 kilomètres par exemple, puisque la houille renferme de 15 à 20 p. 100 de cendres.

En prenant ces précautions, avec un foyer coupé sur le devant, une grille construite comme nous venons de le dire, nous sommes persuadés qu'on ferait un bon service sur le chemin de l'Est.

La fumée ne serait pas évitée, mais la marche serait

(1) On emploie avec succès des barreaux plats qui, au lieu d'être pleins, présentent des jours de forme rectangulaire dans un sens perpendiculaire à la direction du barreau; l'air arrive plus facilement; la combustion est plus active; la fumée se brûle mieux.

facile et l'on brûlerait beaucoup moins de houille que sur les grilles ordinaires (1).

Houilles qui conviennent pour les locomotives.

En résumé, les houilles qu'on emploie avec succès dans les locomotives sont les houilles grasses et demi-grasses de Charleroi; toutes les houilles du Centre, les houilles dures de Mons, celles d'Anzin et de Denain, les houilles grasses de Newcastle et les houilles demi-grasses de Cardiff; si les houilles maigres ne sont pas comprises dans cette nomenclature, ce n'est pas que leur emploi ne soit possible : c'est que les foyers des locomotives actuelles sont trop petits et que leurs dimensions ainsi que le tirage sont calculés pour brûler du coke; en changeant ces éléments comme il convient, on brûlerait de la houille maigre et anthraciteuse; la disposition des barreaux plats en gradins et leur superposition se prêtent très-bien à la combustion de ces houilles.

C'est à l'état de gros ou de gailleterie qu'on emploie la houille; généralement il est mélangé de 10 p. 100 environ de menu provenant du déchet fourni par le gros.

Avec les houilles mélangées la combustion n'est pas assez active; nous étudions cependant aujourd'hui l'emploi des houilles mélangées et nous espérons arriver à un bon résultat.

Quand même les chemins de fer ne brûleraient que de la grosse houille, ils trouveraient en Belgique, dans le nord de la France et de l'Angleterre des ressources bien suffisantes pour leurs approvisionnements.

---

(1) Les machines à marchandises du chemin de l'Est marchent depuis deux ans à la houille avec des grilles ordinaires; la fumée est très-abondante, et on cherche pour la combattre à appliquer aux locomotives l'appareil de M. Duméry. On tiendra le lecteur au courant des résultats de ces efforts.

(*Note de la rédaction.*)

Approvisionnement de houille pour les chemins de fer.

La production des seules mines du Hainaut était en 1853, de 5.500.000 tonnes, réparties ainsi qu'il suit entre les trois bassins houillers :

	tonnes.
Couchant de Mons.	2.500.000
Centre.	1.000.000
Charleroi.	2.000.000
Total.	5.500.000
La production des houille maigres peut être évaluée à	550.000
Celle des houilles grasses de Mons à	380.000
Celle du charbon flambant du Flénu à . . .	1 664.000
Total.	2.594.000

Il reste donc 2.906.000 tonnes de houille propre à être brûlée dans les foyers des locomotives; on sait que la houille de Charleroi, tout-venant, renferme beaucoup de gros; la proportion de gros et de gailleterie dépasse généralement 50 p. 100, et atteint quelquefois 75 p. 100; sur une masse de houille aussi considérable, à laquelle viennent s'ajouter 700.000 à 800.000 tonnes de bonne houille que produit le bassin de Valenciennes, il est facile de prélever les 200.000 à 300.000 tonnes de grosse houille que les chemins de fer français peuvent avoir besoin de tirer de Belgique et du nord de la France pour leur consommation.

A ces ressources viennent s'ajouter celles que présente l'Angleterre; les approvisionnements des chemins de fer français en grosse houille sont donc faciles et assurés.

Houilles consommées au chemin de fer du Nord.

Au chemin du Nord les briquettes entrent environ pour un cinquième dans la consommation, les houilles dures et fumantes pour un cinquième, et les houilles demi-grasses du Centre et de Charleroi pour trois cinquièmes; ces houilles renferment généralement de 1 à 5 p. 100 de cendres.

Coke.

La proportion de cendres que renferme le coke qu'on brûle sur les grilles ordinaires, est en moyenne de 6 à 7 p. 100.

Conditions dans lesquelles doit être faite la comparaison entre les consommations des locomotives à la houille et au coke.

Pour établir une comparaison exacte entre les consommations des machines marchant à la houille et des machines marchant au coke, il ne suffit point de prendre des machines du même système; il faut encore prendre les machines attachées au même dépôt qui parcourent les mêmes parties de la ligne et font le même service; il faut de plus, comparer les résultats obtenus pendant une période de temps d'une certaine étendue; car un grand nombre de circonstances exercent de l'influence sur la marche des trains et la consommation du combustible.

Manière d'établir la consommation des locomotives.

Pour les machines à marchandises, la consommation par train et par kilomètre a été calculée en divisant la consommation totale par le nombre de kilomètres parcourus.

Pour les locomotives à voyageurs, on n'aurait point de résultats comparables si l'on opérait ainsi; en effet, ces machines font souvent des réserves, de plus, elles remorquent quelquefois des trains très-peu chargés, tandis que les trains de marchandises sont généralement au complet et que les machines font peu de réserves. Nous avons donc déduit de la consommation de chaque locomotive à voyageurs ce qu'elles avaient consommé pour allumage, réserve et surcharge (1).

Nous ne nous sommes point contentés de comparer entre elles les consommations des machines du même système et du même dépôt, les unes avec le coke, les autres avec la houille; nous avons pris les machines qui avaient marché à la houille en 1855 et au coke en 1854, et nous avons établi leurs consommations dans les périodes correspondantes pour chacune de ces années.

(1) On alloue aux mécaniciens 250 kilogrammes pour un allumage, 10 kilogrammes par heure de réserve, $1^k.50$ de boni quand le train se compose de 13 à 15 voitures, et 3 kilogrammes quand le nombre des voitures est supérieur à 15.

Pour les machines mixtes, on donne $1^k,50$ de boni quand le nombre des voitures est supérieur à 15.

Résultats obtenus au chemin du Nord.

Ceci posé, voici quels ont été les résultats obtenus au chemin du Nord :

GROSSES MACHINES À MARCHANDISES.									
	Houille 1855.				Coke 1855.				
DÉPÔTS.	Période de temps.	Parcours.	Consommation.	Consommation par train et par kilomètre.	Période de temps.	Parcours.	Consommation.	Consommation par train et par kilomètre.	Économie p. 100 avec la houille.
		kilom.	kilogr.	kilog.		kilom.	kilogr.	kilog.	
Paris.	1er avril au 1er nov. (7 mois).	249.154	3.203.710	12,8	1er avril au 1er juill. (3 mois).	69.410	1.136.672	16,3	27,3
Amiens.	1er mai au 1er nov. (6 mois).	84.648	1.113.950	13,1	Mai et juin (2 mois).	22.779	370.550	16,5	22,9
Lille.	1er mai au 1er nov. (6 mois).	114.618	1.526.860	13,3	1er mai au 1er août (3 mois).	27.166	442.400	16,2	21,7
GROSSES MACHINES AYANT MARCHÉ AVEC									
	Houille 1855.				Coke 1854.				
Paris.	1er avril au 1er nov. (7 mois).	209.211	2.672.710	12,7	1er avril au 1er nov. (7 mois).	196.177	2.874.923	14,6	14,9
Amiens.	1er mai au 1er nov. (6 mois).	54.773	717.750	13,1	1er mai au 1er nov. (6 mois).	51.488	777.995	15,1	15,2
Lille.	1er mai au 1er nov. (6 mois).	66.660	900.260	13,4	1er mai au 1er nov. (6 mois).	65.221	978.680	15,0	11,9

Il était intéressant de constater la consommation de la houille sur les grilles ordinaires.

Quatre grosses machines à marchandises des dépôts de Paris et d'Amiens ont parcouru depuis le 1er mai jusqu'au 1er août 38.295 kilomètres, et consommé :

	kilogr.
Coke.	124.655
Houille.	445.100
Total.	570.555

soit par train et par kilomètre 14k,8.

La marche était plus facile en mêlant à la houille un cinquième de coke qu'en brûlant de la houille seule.

Dépôts.	Houille 1855. Période de temps.	Parcours.	Consommation.	Consommation par train et par kilomètre.	Coke 1855. Période de temps.	Parcours.	Consommation.	Consommation par train et par kilomètre.	Économie p. 100 avec la houille.
MACHINES A MARCHANDISES A PETIT FOYER.									
		kilom.	kilog.	kilog.		kilog.	kilog.	kilog.	
Paris.	1er juillet au 1er nov. (4 mois).	53.759	443.100	8,2	1er juillet au 1er nov. (4 mois).	206.672	1.921.700	9,2	12,2
Lille.	1er août au 1er nov. (3 mois).	16.129	170.401	10,6	1er août au 1er nov. (3 mois).	164.714	1.729.620	10,6	»
LOCOMOTIVES AYANT MARCHÉ AVEC	Houille 1855.				Coke 1854.				
Paris.	1er juillet au 1er nov. (4 mois).	44.084	362.400	8,1	1er juillet au 1er nov. (4 mois).	39.120	379.720	9,7	19,7
Lille.	1er juillet au 1er nov. (4 mois).	12.977	131.710	10.0	1er juillet au 1er nov. (4 mois).	11.050	108.960	9,9	»
MACHINES MIXTES A GRAND FOYER.	Houille 1855.				Coke 1855.				
Paris.	1er octob. au 1er déc. (2 mois).	7.088	50.792	7,2	1er octob. au 1er déc. (2 mois).	26.330	208.533	7,9	9,7
MACHINES CRAMPTON.	Houille 1855.				Coke 1855.				
Paris.	1er juillet au 1er nov. (4 mois).	72.217	526.492	7,3	1er juillet au 1er nov. (4 mois).	217.377	1.621.986	7,5	2,7
Amiens.	1er juin au 1er oct. (5 mois).	22,824	166.687	7,3	1er juin au 1er nov. (5 mois).	122.659	1.009.940	8,2	11,0
Lille.	1er juin au 1er oct. (5 mois).	39.525	283.988	7,1	1er juin au 1er nov. (5 mois).	86.125	627.896	7.2	1,0
LOCOMOTIVES CRAMPTON AYANT MARCHÉ AVEC	Houille 1855.				Coke 1854.				
Paris.	1er juillet au 1er nov. (4 mois).	60.745	446.414	7,3	1er juillet au 1er nov. (4 mois).	60.064	452.519	7.5	2,7
Amiens.	1er juin au 1er nov. (5 mois).	22.824	166.687	7,3	1er juin au 1er nov. (5 mois).	24.114	199.172	8,2	12,3
Lille.	1er juin au 1er nov. (5 mois).	37.718	269.725	7,1	1er juin au 1er nov. (5 mois).	269.725	289.526	7,5	5,6

MACHINES A VOYAGEURS A PETIT FOYER.									
	Houille 1855.				Coke 1855.				
DÉPÔTS.	Période de temps.	Parcours.	Consommation.	Consommation par train et par kilomètre.	Période de temps.	Parcours.	Consommation.	Consommation par train et par kilomètre.	Économie p. 100 avec la houille.
		kilom.	kilogr.	kilog.		kilom.	kilogr.	kilog.	
Paris.	1er juillet au 1er déc. (5 mois).	21.644	148.944	6,9	1er juillet au 1er déc. (5 mois).	146.701	1.127.032	7,6	10.1
MACHINES DU SYSTÈME BUDDICOM. (Ligne d'Amiens à Boulogne).									
	Houille 1855.				Coke 1855.				
Amiens.	1er mars au 1er juin (3 mois).	15.842	96.997	6,1	1er mars au 1er juin (3 mois).	182.511	1.139.079	6,2	1,0

Houilles employées au chemin de fer d'Orléans. — Résultats obtenus.

Au chemin de fer d'Orléans, on brûle des houilles de Cardiff et des houilles dures du bassin de Mons; le tableau suivant donne les résultats obtenus.

DÉSIGNATION du dépôt.	MACHINES ayant marché.	A LA HOUILLE.			AU COKE.			DIFFÉRENCE.	
		Parcours.	Consommation.	Consommation kilométrique.	Parcours.	Consommation.	Consommation kilométrique.	En moins p. 100.	En plus p. 100.
		kilom.	kilogr.	kil.	kilom.	kilogr.	kil.		
Paris......	Express, n° 64.	22.902	120.607	5,2	271.734	1.701.960	6,3	21,1	»
Ivry......	Machines à marchandises...	48.324	536.024	11,1	68.370	801.935	11,7	5,7	»
Bordeaux (1).	*Idem*.......	19.910	788.719	9,5	31.693	366.014	11,5	21,0	»
Orleans....	*Idem*.......	85.514	1.023.576	11,9	300.637	3.567.753	11,8	»	0,9
Tours (2)...	*Idem*.......	21.397	243.451	12,4	4.677	55.307	12,8	»	3,2

(1) On a consommé à Bordeaux de la houille de Cardiff de première qualité, tandis que le coke n'était pas bon.

(2) Ces résultats s'appliquent au mois d'octobre seul.

Aux dépôts de Tours et d'Orléans, on a essayé des houilles de diverses provenances et souvent de mauvaise qualité.

Discussion des résultats : 1° Au chemin du Nord.

Au chemin du Nord ce sont les grosses machines à marchandises qui donnent les résultats les plus avantageux. On fait un excellent service soit avec des houilles demi-grasses, soit avec un mélange de houilles demi-grasses et de houilles dures, soit avec les houilles dures seules; dans ce dernier cas la fumée peut gêner : mieux vaut faire un mélange.

L'économie obtenue sur la consommation est considérable; elle n'est pas moindre de 20 à 27 p. 100, si on compare les locomotives qui ont marché à la houille cette année avec celles du même système et du même dépôt qui ont marché au coke.

Si l'on prend les machines qui ont marché à la houille en 1855, et au coke en 1854, on trouve avec la houille une économie de consommation moindre; mais cependant elle est considérable encore, puisqu'elle s'élève de 12 à 15 p. 100.

Si l'on établit la comparaison mois par mois, on trouve constamment une économie très-grande avec la houille, ainsi que le montre le tableau suivant.

Grosses machines ayant marché au coke en 1854 et à la houille en 1855.

Mois.	HOUILLE 1855. Nombre de machines à la houille.	Parcours de ces machines par mois.	Consommation de houille par mois.	Consommation kilométrique.	COKE 1854. Nombre de machines au coke.	Parcours de ces machines par mois.	Consommation de coke par mois.	Consommation kilométrique.
		kilom.	kilogr.	kil.		kilom.	kilogr.	kil.
Avril.	1	1.848	23.400	12,6	1	2.163	35.275	16,2
Mai.	3	8.437	114.350	13,7	3	8.977	138.720	15,4
Juin.	10	33.324	417.500	13,5	10	32.152	474.750	14,6
Juillet. . . .	12	38.705	481.050	12,4	12	39.393	565.715	14,6
Août.	12	44.505	535.950	12,1	12	39.342	554.858	14,3
Septembre. .	12	41.682	549.500	13,1	12	33.982	478.255	14,1
Octobre. . . .	13	40 800	550.960	13,4	13	40.168	627.650	15,6
		209.211	2.672.710	12,7		196.177	2.874.923	14,6

Cette constance dans les résultats ne laisse aucun doute sur l'économie de consommation que procure l'emploi de la houille.

Avec les grilles ordinaires il est difficile de bien marcher avec la houille seule; ce qui paraissait le mieux convenir, c'était un mélange de 1/5 de coke et de 4/5 de houille : dans ces conditions on a consommé un peu moins qu'avec le coke seul, mais beaucoup plus qu'avec les grilles à gradins en marchant uniquement à la houille; c'est donc au système de grilles à gradins qu'est due la supériorité de l'emploi de la houille.

Avec les locomotives à marchandises à petit foyer ($0^m,925$ = longueur, $0^m,925$ = largeur) les expériences sont moins nombreuses qu'avec les grosses machines à grand foyer; l'économie de consommation n'est pas aussi forte, elle est nulle pour le dépôt de Lille et de 12 p. 100 pour les locomotives du dépôt de Paris. Ce qui est remarquable, c'est qu'en comparant les consommations des locomotives du dépôt de Paris qui ont marché à la houille en 1855 et au coke pendant la période correspondante de 1854, on trouve une économie de 19 p. 100; pour le dépôt de Lille, elle est nulle.

Il y avait au dépôt de Paris plus de machines à la houille qu'au dépôt de Lille; ainsi, sans fixer de chiffre, nous pouvons affirmer que dans les machines à marchandises à petit foyer, les grilles à gradins procurent avec la houille une diminution dans la consommation.

Les machines mixtes de la compagnie du Nord sont à grand foyer (longueur = $1^m,25$, largeur = $0^m,91$); une seule machine a été munie de grilles à gradins; la consommation de houille est de 9,7 p. 100 inférieure à celle de coke.

Les machines Crampton ont fait un excellent service

avec la houille. On ne brûle que des houilles demi-grasses, et il n'y a point de fumée.

L'économie paraît faible. On voit cependant que les locomotives du dépôt d'Amiens ont réalisé, par rapport à l'année dernière, une économie de 12 p. 100, et par rapport aux locomotives de même système et de même dépôt, cette année, une économie de 11 p. 100. Pour les autres dépôts l'économie est insignifiante, 1 à 3 p. 100.

Enfin des machines à voyageurs et à petit foyer, du dépôt de Paris, ont réalisé avec la houille une économie de 10,1 p. 100, et une machine du système Buddicom, qui marchait sur la ligne d'Amiens à Boulogne, n'a pas brûlé plus de houille que les machines du même système n'ont brûlé de coke.

Ainsi, pour les six systèmes de machines différents qu'on rencontre au chemin du Nord, l'application des grilles à gradins a permis de faire un excellent service avec la houille; en outre elle a réalisé une diminution considérable dans la consommation des grosses machines à marchandises : cette diminution est plus ou moins importante avec les autres systèmes de locomotives; elle est nulle avec les machines du système Buddicom.

2° Au chemin d'Orléans.

Au chemin d'Orléans la longueur du foyer est de $0^m,92$ ou de 1 mètre au plus pour les machines à voyageurs, et de $0^m,92$, $1^m,00$ ou $1^m,10$ au maximum pour les locomotives à marchandises. En se reportant au tableau que nous avons donné plus haut, on voit que par l'application de la grille à gradins à l'express n° 264, on a réalisé une économie de 21 p. 100; elle est de 5,7 p. 100 pour les machines à marchandises du dépôt d'Ivry. Les locomotives à marchandises de Bordeaux ont obtenu avec la houille une diminution de 21 p. 100 dans la consommation; mais il faut observer qu'on brûlait des houilles de Cardiff de première qualité,

tandis que le coke qui alimentait le dépôt était généralement de mauvaise qualité (1).

Avec les locomotives à marchandises du dépôt d'Orléans, la consommation de houille est à peu près la même que celle de coke.

Avec les locomotives et machines du dépôt de Tours elle est supérieure de 3 p. 100 à celle de coke; mais à Tours on avait du bon coke, tandis qu'on brûlait des houilles de diverses provenances qu'on voulait essayer et qui souvent n'étaient pas de bonne qualité.

Perte de surface de chauffe par l'application de la grille à gradins.

La diminution dans la consommation obtenue avec la houille est d'autant plus remarquable que les grilles à gradins ont été appliquées sans rien changer aux machines; les dimensions du foyer, le nombre et le diamètre des tubes, le diamètre de la cheminée, le tirage, tout reste dans les mêmes conditions qu'avec le coke. Un seul élément change, au détriment du bon emploi de la houille: c'est le foyer; la surface de chauffe du foyer est diminuée par suite de l'inclinaison de la grille à gradins.

La perte est donnée dans le tableau suivant pour les divers systèmes de locomotives du chemin du Nord.

Perte de surface de chauffe du foyer avec les grilles à gradins.

SYSTÈME DE LOCOMOTIVE.	SURFACE du foyer ou surface de chauffe directe avec le coke.	PERTE avec les grilles à gradins.	Perte p. 100.	SURFACE de chauffe des tubes.
	m. q.	m. q.	m. q.	m. q.
Grosses machines à marchandises....	8,8732	1,1328	12,7	115,1650
Locomotives à machines et à petit foyer.	5,2800	0,7541	14,6	66,7200
Crampton..................	7,3100	1,2193	16,05	94,9600
Locomotives à voyageurs et à petit foyer.	5,0100	0,7541	15,00	66,5000

(1) Au chemin du Midi, on a constaté également une certaine économie due à l'emploi partiel de la houille.

(*Note de la rédaction.*)

C'est dans les grosses machines à marchandises que la perte de surface de chauffe directe est proportionnellement la plus faible, c'est aussi avec ces machines que la consommation est le plus diminuée. On doit observer entre la surface de chauffe du foyer et celle des tubes un certain rapport : si la surface de chauffe du foyer est diminuée, les gaz provenant de la combustion passent plus chauds dans les tubes, en sortent plus chauds, et par suite leur chaleur est moins bien utilisée.

Comme la houille brûle avec une facilité plus grande et une flamme plus longue que le coke, il semble évident que le rapport entre la surface du foyer et celle des tubes doit être augmenté ; or c'est le contraire qui a lieu : si les foyers ont de bonnes dimensions pour brûler du coke, ils deviennent donc trop petits par l'application des grilles à gradins ; pour se placer dans de bonnes conditions il faudrait les augmenter. Observons toutefois que la perte de surface de foyer n'est pas assez grande pour exercer une influence très-sensible sur la production de vapeur. En effet, même en donnant à la surface de chauffe du foyer une valeur triple de celle des tubes par unité de surface, on trouve que la perte, par rapport à la surface de chauffe totale, est de 2,5 p. 100 dans les grosses locomotives à machines et dans les Crampton, de 2,7 p. 100 dans les machines à marchandises à petit foyer, et de 3,5 p. 100 dans les machines Buddicom ; ce n'est pas une diminution de 2 à 3 p. 100 dans la surface de chauffe totale qui peut influer sensiblement sur la production de vapeur et la bonne marche des locomotives ; mais comme elle porte sur le foyer seul, elle peut influer sur la consommation.

L'expérience montre que la combustion est plus active et la production de vapeur plus rapide avec de grands

foyers; c'est avec eux qu'on obtient l'économie la plus grande, la fumée s'y brûle mieux.

Il y a donc lieu d'espérer qu'on obtiendra de nouvelles économies en allongeant les foyers; peut-être aussi conviendrait-il d'augmenter le nombre ou la longueur des tubes, de diminuer le tirage, etc. Les locomotives sont construites en vue de brûler du coke: le combustible changeant, il y aurait sans doute avantage à modifier certains éléments.

Usures des tubes.

Depuis dix mois que des locomotives brûlent exclusivement de la houille au chemin du Nord, on ne remarque point que les tubes s'attaquent plus qu'avec le coke. Il est vrai que les houilles que nous employons sont très-pures et ne contiennent que très-peu de sulfure de fer.

Usure des barreaux.

Les barreaux s'attaquent et se détruisent assez rapidement; ils se voilent d'abord, les bords extérieurs se mangent ensuite, quoique brûlés sur une certaine longueur, ils continuent à servir et durent ainsi quelquefois longtemps; en somme, l'accroissement de dépense occasionné par l'usure des barreaux est insignifiant.

Conclusions.

En résumé l'application des grilles à gradins permet de brûler avec avantage de la houille à l'état de gros ou de gailleterie dans les foyers des locomotives; avec des houilles demi-grasses la fumée est complétement brûlée, et l'on peut faire très-bien le service des locomotives à voyageurs; pour le service des locomotives à marchandises, la fumée ne présente plus les mêmes inconvénients, et l'on peut brûler toute espèce de houilles en les mélangeant au besoin avec des houilles demi-grasses. Le service fait avec la houille est excellent; pendant les mois si difficiles de l'hiver, en novembre et en décembre, il n'y a pas eu une seule machine à la houille dont la marche ait été entravée par le combus-

tible, tandis qu'avec les locomotives qui brûlent du coke la qualité inférieure de celui-ci cause souvent des retards : ceux-ci sont une cause d'accidents que la houille permet d'éviter.

La consommation par train et par kilomètre est moindre avec la houille qu'avec le coke; avec certains systèmes de machines la diminution de consommation est de 20 à 27 p. 100.

L'économie que peuvent réaliser les compagnies de chemins de fer varie suivant les systèmes de locomotives, la nature de la houille employée et son prix de revient par rapport à celui du coke.

Au chemin du Nord la tonne de grosse houille coûte en moyenne 6 francs de moins que la tonne de coke de première qualité, contenant 6 p. 100 de cendres; voici quelles ont été les économies réalisées depuis l'application des grilles à gradins.

PÉRIODE DE TEMPS.	NOMBRE de locomotives qui ont parcouru avec la houille.	PARCOURS kilométrique.	ÉCONOMIE.
		kilom.	francs.
Depuis le mois d'avril jusqu'au 1er juillet.	17	113.838	12.844
Juillet.	19	73.668	7.768
Août.	33	122.074	13.899
Septembre.	45	165.583	17.063
Octobre.	37	199.235	27.679
Novembre (1).	69	210.513	34 070
Décembre.	62	236.207	35.764
		1.121.118	149.087

(1) Voici comment on calcule l'économie du mois de novembre :

	kilom.		fr.
7 Crampton ont parcouru.	33.329	et économisé	2.198
1 Machine n° 85 à petit foyer.	3.586	—	243
4 Machines à marchandises à petit foyer.	14.810	—	1.288
57 grosses machines à marchandises.	158.288	—	30.371
	210.513	—	34.100

Ainsi, avec 62 locomotives on a réalisé, pendant le seul mois de décembre, une économie de 35,764 francs.

Ces chiffres dispensent de tout commentaire.

RECHERCHES

SUR LES SYSTÈMES DE SOULÈVEMENT DE L'AMÉRIQUE DU SUD.

Par M. PISSIS.

L'accueil bienveillant avec lequel l'Académie a reçu nos premiers travaux sur la géologie de l'Amérique du Sud, nous engage à lui présenter les résultats de la continuation de nos recherches sur le même sujet. Les douze années qui se sont écoulées depuis la publication de ce premier mémoire ont été presque entièrement consacrées à l'étude de la région des Andes. Désirant donner à ces recherches toute l'exactitude dont elles étaient susceptibles, il devenait indispensable d'étudier avec détail toutes les parties de cette vaste chaîne de montagnes, d'en déterminer la direction exacte, et de fixer les positions géographiques d'un grand nombre de points; il fallait, en un mot, faire marcher de pair la géographie et la géognosie de cette vaste région, l'une des plus accidentées du globe. La classification chronologique des soulèvements exigeant une connaissance exacte de l'ordre suivant lequel les diverses formations se sont succédé, il fallait avant tout fixer la place de chacun de ces terrains dont l'ensemble présente la plus grande analogie avec ceux de l'Europe, mais pour lesquels il est impossible d'admettre les mêmes subdivisions. Deux moyens se présentaient pour diviser les terrains américains en une série de formation analogue à celle adoptée pour l'ancien continent: on pouvait, en se fondant sur les caractères tirés des

restes organiques, rechercher l'analogie qui existe entre les formations des deux continents, et rapporter ainsi d'après ces analogies certains groupes de couches aux formations européennes ; ou bien s'appuyant uniquement sur l'ordre de superposition des couches et la discordance de leur stratification, établir une classification particulière à l'Amérique, sauf ensuite à rechercher dans les grands phénomènes géologiques, la relation chronologique de ces formations avec celle de l'ancien continent. La première méthode, uniquement basée sur de simples analogies, et ne permettant pas d'ailleurs d'établir entre les diverses formations des limites bien tranchées, puisque les localités les mieux étudiées présentent presque toujours un passage graduel entre les faunes de deux formations successives, ne nous a pas paru présenter le degré d'exactitude rigoureusement nécessaire pour servir de base à nos recherches ; nous avons cru plus rationnel de nous appuyer uniquement sur les caractères fournis par la superposition des chouches, et afin de ne rien laisser à l'arbitraire, au lieu d'une seule classification adaptée à tous les terrains de ce continent, nous avons cru plus convenable de classer séparément les terrains des contrées où les couches présentent une série non interrompue. L'Amérique du Sud a été ainsi subdivisée en plusieurs régions géologiques ; puis suivant sur la surface de ce continent les traces de chaque soulèvement et partant de ce fait aujourd'hui bien établi, que chacun de ces grands mouvements du sol s'est accompli dans un espace de temps très-limité, il a été possible d'établir une relation chronologique entre les formations de ces différentes régions, et même dans le cas où quelques-unes de ces lignes stratigraphiques se prolongerait jusqu'en Europe, on entrevoit la possibilité

d'établir les mêmes relations entre les formations des deux continents. C'est sous ce point de vue que nous présenterons les résultats de nos observations sur les phénomènes géologiques de l'Amérique du Sud. Le temps ne nous ayant pas permis d'étudier par nous-même toutes les régions de ce continent, nous avons choisi de préférence celles qui étaient le moins connues et le plus accidentées. Ainsi, pour ce qui concerne les États de l'Équateur, de la Nouvelle-Grenade et de Venezuela, nous avons profité des observations de M. de Humboldt, et pour la province Argentine, du travail de M. Alcide d'Orbigny.

Position relative des roches exogéniques de l'Amérique du Sud.

Roches du Pérou et de la Bolivie.

La vaste région ondulée qui s'étend à l'est des Andes de la Bolivie, se trouve presque entièrement occupée par des schistes talqueux ou par des argiles provenant de l'altération de ces roches par l'action de l'atmosphère. Les schistes encore intacts se montrent surtout près des lignes de thalweg, tandis que l'argile occupe les parties élevées du terrain. On peut d'ailleurs suivre l'altération graduelle de ces schistes à mesure que l'on s'élève du fond des vallées jusque sur les points culminants, et s'assurer ainsi que l'argile qui la recouvre n'est autre chose que ces mêmes roches décomposées sur place et sans l'intervention d'aucun agent mécanique. A mesure que l'on s'approche de la base orientale des Andes, ces schistes prennent un aspect de plus en plus cristalin, et sont enfin remplacés par une zone de gneiss qui s'appuie sur une ligne de montagnes granitiques dont la direction est celle du nord un peu est. De l'autre côté de cette ligne granitique on rencontre de nouveau le gneiss et un peu plus

à l'ouest on voit celui-ci plonger sous le schiste qui occupe la base des Andes orientales. La partie inférieure du terrain schisteux qui forme presque à lui seul la masse de cette puissante chaîne, présente surtout des schistes siliceux alternants avec des couches de quartz compacte. Au-dessus, et en stratification parallèle, apparaissent des couches de quartzite souvent entremêlé de parcelles de talc et alternant avec le schiste ardoisier qui prédomine de plus en plus à mesure que l'on s'élève, et finit par former seul la ligne culminante. L'ensemble de ces couches qui se superposent sur une épaisseur de plus de trois mille mètres, ne présente aucune discordance de stratification, ni rien qui puisse conduire à les diviser en diverses formations. La ligne de faîte, où domine surtout le schiste ardoisier, présente sur plusieurs points des roches d'une autre nature ; ce sont des psammites micacés, des grès lustrés et des schistes noirâtres légèrement bitumineux et beaucoup moins homogènes que le schiste ardoisier. Il est d'ailleurs impossible, en suivant la ligne de faîte des Andes, de constater la discordance ou le parallélisme de stratification de ces dernières couches avec celle du schiste ardoisier ; l'ensemble de ces roches a été tellement bouleversé, qu'elles ne présentent plus aucune direction fixe. Ces psammites et les roches qui les accompagnent occupent tout le versant occidental des Andes, depuis le Sorata jusqu'à l'Ilimani, et sont les premières qui présentent quelques traces de restes organisés. Un peu au sud de la Raz, la zone occupée par ces roches se divise en deux branches : l'une partant de la base de l'Ilimani suit le versant occidental de la cordillère de Quintacruzes, et s'étend jusqu'à Cochabamba ; l'autre, située plus à l'ouest, forme une suite de chaînes paral-

lèles qui commencent à Calamana et se prolongent vers le sud au delà de Chayauta, formant ainsi la limite orientale du plateau Bolivien. C'est en suivant cette dernière branche où les couches ont été beaucoup moins bouleversées que nous avons pu constater, dans les environs de Ploopo, une discordance entre ce terrain et le schiste ardoisier. Si l'on abandonne maintenant le versant occidental de la chaîne des Andes pour traverser le plateau Bolivien dans la direction de l'est à l'ouest, on rencontre d'abord un ensemble de couches formées d'un calcaire noir bitumineux, et de calcaires avec silex, qui se trouvent principalement à découvert dans les environs de Tiahuanaca, et plongent vers le sud-ouest sous les roches qui forment la petite chaîne du Calorado.

Cette nouvelle série de roches présente à sa base une puissante formation de poudingue, formé de gros fragments de roches roulées, parmi lesquels on reconnaît les débris de la plupart des roches qui forment la masse des Andes orientales, ainsi que de nombreux fragments d'un porphyre quartzifère. Des grès fortement colorés en rouge par l'oxyde de fer s'appuient sur ces poudingues, et plongent plus à l'ouest sous des couches de marnes. Ces dernières roches reposent en stratification discordante sur le grès rouge, et forment une suite de plateaux qui s'étendent entre San-André et la chaîne du Facora. Leur ensemble présente de nombreuses alternances de marnes verdâtres avec d'autres couches couleur lie de vin; elles supportent des calcaires et contiennent souvent de minces couches de gypse et d'argile salifère.

Telles sont les roches qui se montrent à découvert sur les parties saillantes du plateau bolivien. Les parties planes y sont occupées par des couches beaucoup

plus récentes, sensiblement horizontales et s'appuyant indirectement sur toutes les couches précédentes.

Les plus inférieures de ces couches sont formées par des argiles et des marnes sableuses qui s'étendent sous toute la vaste plaine du Desaguadero et sous le plateau de la Raz. Elles y sont recouvertes par une couche de conglomérat ponceux, remarquable par sa grande étendue, et qui supporte, dans les environs de la Raz, une puissante formation de terrain de transport. Ce dernier terrain, formé d'abord de blocs très-volumineux et atteignant près de la Raz plusieurs centaines de mètres, diminue de puissance à mesure que l'on s'éloigne de la base des Andes, et finit par être remplacé par des couches de sable qui s'étendent depuis Naracara jusqu'au sud du lac de Poopo, formant une vaste ceinture qui enveloppe la plaine du Desaguadero, et présentant des dunes entièrement semblables à celles des bords de la mer. Enfin des calcaires concrétionnés, contenant un grand nombre de paludines et de nombreuses empreintes végétales, forment le bord extérieur de la ceinture qui entoure cette vaste plaine, où l'on ne peut méconnaître le fond d'un ancien lac desséché. Telles sont les roches qui se présentent successivement depuis les bords du Beni jusqu'à la cordillère occidentale des Andes, où les formations endogéniques se montrent seules formant la limite occidentale du plateau bolivien. De l'autre côté de cette chaîne, et en s'avançant vers la mer, on retrouve une partie des mêmes couches, disposées dans le même ordre. Les poudingues et les grès rouges, s'appuyant ici sur un porphyre dioritique, forment les derniers contre-forts de cette chaîne, et plongent plus à l'ouest sous les conglomérats ponceux, qui sont ici recouverts par des sables marins, qui occupent toutes les parties

basses du désert de Atacama. Enfin, dans les environs d'Arica, les grès pourprés se montrent sur le bord de la mer, où ils forment une petite chaîne courant de l'est à l'ouest, et au-dessous de ces grès apparaissent des schistes bitumineux, semblables à ceux de Tiahuanaca, et dans lesquels on trouve les produits déjà signalés par M. d'Orbigny.

On voit ainsi qu'en s'appuyant uniquement sur les rapports de superposition des couches, l'ensemble des roches exogéniques du Pérou et de la Bolivie peut se subdiviser en sept formations différentes. Les sables du désert d'Atacama et le terrain de transport de la Raz reposent également sur la couche de conglomérat ponceux qui s'étend sans interruption des deux côtés de la chaîne occidentale des Andes, et comme les matières dont se compose cette couche, les cendres volcaniques et les ponces, ne peuvent être que le produit d'une action violente, il en résulte qu'elle a dû se former dans un temps très-court : circonstance qui nous paraît suffisante pour établir le parallélisme de ces deux terrains. Par la même raison, le terrain tertiaire marin d'Atacama et le terrain lacustre de la Bolivie doivent également se rapporter à une même époque géologique. Au-dessous de ces deux formations viennent d'abord les marnes gypseuses et salifères, puis le grès rouge. Les calcaires bitumineux de Tiahuanaca et d'Arica forment une cinquième subdivision en discordance avec le grès rouge et s'appuyant sur la base des montagnes formées par le psammite des Andes orientales. Enfin ces psammites, les grès lustrés et les schistes qui les accompagnent se trouvent eux-mêmes séparés du terrain des schistes talqueux du gneiss et des quartzites.

La chaîne occidentale des Andes s'abaisse graduellement à mesure que l'on avance vers le sud jusque Roches du Chili.

sous le parallèle de Cobija, où elle finit par se confondre avec le prolongement du plateau bolivien. En même temps que cette chaîne s'abaisse, l'espace occupé par les roches endogéniques se rétrécit de plus en plus, et bientôt ne présente plus que quelques masses trachytiques isolées au milieu des roches stratifiées. Celles-ci ne sont autre chose que la continuation des marnes gypseuses et des grès rouges de la Bolivie, qui, après avoir traversé la province de Carangas, atteignent, près du parallèle de Potosi, la ligne de partage des eaux, et de là s'étendent sans interruption sur les deux versants de la Cordillère occidentale. En traversant le désert d'Atacama, depuis ce point jusqu'au bord de la mer, on voit le grès et les marnes qu'ils supportent former une suite de chaînes parallèles courant du nord au sud, tandis que des sables et des cailloux roulés occupent les parties inférieures du sol. Dans les environs de Copiapo, ces marnes plongent sous une puissante formation de calcaire et de jaspes; elles reparaissent ensuite près de la côte avec les grès rouges qui s'appuient sur des porphyres stratifiés.

Si au lieu de traverser cette région perpendiculairement aux Andes on continue à suivre la crête de cette longue chaîne jusque dans le sud du Chili, on rencontre, presque sans interruption, les grès rouges, et, par intervalles, les marnes gypseuses et les calcaires qui abondent surtout vers le versant oriental, tandis que, sur le versant opposé, apparaissent des roches présentant l'aspect de véritables porphyres, parfaitement stratifiées, et formant des couches qui n'atteignent souvent que quelques décimètres d'épaisseur. Ainsi, tout indique qu'elles appartiennent encore à des formations stratifiées, et qu'elles doivent leur état actuel à une action métamorphique sur laquelle nous aurons

occasion de revenir plus tard. L'altération de ces roches est d'ailleurs telle que ce n'est qu'après plusieurs années de recherches que nous avons pu les observer sous leur état normal, et suivant ensuite leur altération graduelle, nous avons pu nous assurer que ces porphyres et les jaspes qui les accompagnent proviennent, les premiers de l'altération d'un grès feldspathique, et les seconds de psammites sélénitoïdes ou de sélénites argileux. Indépendamment de la chaîne des Andes, ces porphyres forment encore une autre petite chaîne, située plus à l'ouest, parallèle à celle-ci, dont elle est séparée par la plaine longitudinale du Chili. Les porphyres y sont recouverts, comme dans les Andes, par les poudingues et le grès rouge; mais les marnes gypseuses, au lieu de se montrer sur le sommet de cette chaîne, apparaissent seulement vers la plaine, où elles forment des plateaux isolés ou adossés à la base des derniers contre-forts de la chaîne occidentale. De l'autre côté, c'est-à-dire en avançant vers l'ouest, la succession des strates se trouve interrompue par une ligne de roches syénitiques, sur lesquelles s'appuient les porphyres, et qui forme comme la limite d'une autre région géologique, où se montrent les quartzites, les schistes ardoisiers et les gneiss, qui s'étendent jusqu'à la côte où ils reposent généralement sur le granite.

Si l'on reporte maintenant son attention sur les couches plus modernes qui comblent les dépressions laissées entre ces chaînes, on voit les sables du désert d'Atacama s'étendre le long de la côte jusque dans les environs de Coquimbo, puis recouvrir le fond d'anciens golfes séparés entre eux par de petites chaînes granitiques et échelonnées sur la côte depuis Coquimbo jusqu'à Valdivia. Ces sables reposent sur la couche de conglomérats ponceux que l'on retrouve dans plusieurs pro-

vinces du Chili, et passent graduellement à des couches de cailloux roulés qui se prolongent vers l'est en suivant les bords des vallées actuelles. Sous les conglomérats ponceux apparaissent dans quelques localités des grès calcarifères contenant une grande quantité de coquilles marines, et alternant avec des couches de lignite qui sont depuis quelques années l'objet d'importantes exploitations.

Ces grès, recouverts d'abord par les sables précédents, s'élèvent à mesure que l'on s'éloigne de la côte et atteignent vers leur limite orientale une altitude qui varie entre 100 et 150 mètres. On peut ainsi les suivre en remontant les vallées actuelles jusqu'à l'entrée de la plaine longitudinale, où ils sont remplacés par des couches d'argile d'origine lacustre, qui leur sont parallèles et reposent indistinctement sur les porphyres, les grès ou les marnes gypseuses.

On est donc conduit, d'après ce qui précède, à subdiviser les terrains stratifiés du Chili en cinq formations, qui sont : 1° celle des sables marins et du terrain de transport; 2° celle des grès marins calcarifères, des lignites et des argiles supérieures de la plaine longitudinale; 3° celle des calcaires et des marnes salifères; 4° le grès rouge et les porphyres stratifiés; 5° le gneiss, les schistes ardoisiers et les quartzites. Le prolongement non interrompu des grès rouges de la Bolivie jusque sur le territoire chilien ne peut laisser aucune incertitude sur le parallélisme des formations de ces deux contrées. Les marnes gypseuses, le terrain lacustre et le terrain de transport s'y succédant dans le même ordre et avec les mêmes circonstances de stratification, se correspondent évidemment.

Les seules roches dont la classification présente quelque difficulté sont les porphyres stratifiés dont les cou-

ches parallèles à celles du grès rouge ne permettent pas de les en séparer; mais si l'on considère que ces roches passent à des psammites et à des schistes argileux entièrement semblables à ceux qui, sur le revers occidental des Andes boliviennes, reposent en stratification discordante sur le schiste ardoisier; qu'au Chili la même discordance s'observe entre ces porphyres et le terrain ardoisier, dont ils ne sont souvent séparés que par une zone très-étroite de roches syénitiques, on sera conduit à les regarder comme représentant à la fois les psammites et les calcaires bitumineux de la Bolivie. L'étude comparative de ces mêmes formations établit également le parallélisme des conglomérats ponceux du Chili avec ceux du Pérou et de la Bolivie, et confirme le rapprochement que nous avions indiqué entre les sables marins d'Atacama et ceux de la plaine du Desayundro.

Roches de la république Argentine.

L'existence d'une vaste formation tertiaire occupant la majeure partie de la république Argentine, d'où elle paraît encore s'étendre dans les bassins de l'Amazone et du Parana, a été déjà signalée par M. d'Orbigny, qui l'a subdivisée en trois étages auxquels il a donné les noms de terrain Guaraniery, terrain Patagonien et limon Pampéen. Les seules roches anciennes sur lesquelles s'appuient les couches tertiaires sont des gneiss qui s'élèvent çà et là au milieu des Pampas, et forment dans les environs de Montevideo des collines qui paraissent se rattacher aux montagnes gneissiques du Brésil. Il est toutefois probable que près de leur limite occidentale ces terrains reposent sur des roches d'origine plus récente. Les formations des marnes salifères dont nous avons suivi le développement sur tout le versant oriental des Andes, depuis la Bolivie jusque sous le 35e degré de latitude sud, s'étendent souvent beau-

coup à l'est de cette chaîne; nous les avons observées à San-Juan de la Frontera, à Mendoza et dans les environs du fort San-Carlos, où elles renferment des couches de sel gemme. Ces marnes, ainsi que les calcaires qui les recouvrent, s'abaissent graduellement en s'éloignant des Andes, et il est probable que plus à l'est des contrées que nous avons parcourues, elles forment la base sur laquelle s'appuient les terrains tertiaires des provinces argentines. D'une autre part, si, comme le pense M. d'Orbigny, les terrains de transport de la vallée de Cochabamba et du plateau Bolivien sont les représentants du limon Pampeen, ce dernier terrain se prolongerait jusqu'à la base même des Andes, en suivant le fond des vallées qui viennent aboutir à cette chaîne; c'est du moins ce que semble indiquer la présence de terrains de transport entièrement semblables à ceux des vallées supérieures du Chili, et que nous avons eu occasion d'observer dans les vallées de Tumuyan et du rio del Diamante.

Ainsi les terrains stratifiés de la vaste région occupée par les provinces argentines ne présenteraient que quatre subdivisions fondées sur les rapports de stratification de leurs couches. La première comprendrait le limon Pampeen; la seconde, les terrains Patagoniens et Guaraniens, pour lesquels M. d'Orbigny n'indique aucune discordance de stratification; la troisième, les marnes salifères et les calcaires qui s'y présentent aussi en couches parallèles; enfin les gneiss des Pampas et de Montevideo.

Roches du Brésil.

Le gneiss se présente au Brésil dans les mêmes circonstances qu'au Pérou et en Bolivie; cette roche, qui forme sur la côte orientale de l'Amérique du Sud une longue bande s'étendant depuis Bahia jusqu'au sud de la province de Sainte-Catherine, repose près de la côte

sur des granites à gros cristaux de feldspath, avec lesquels elle paraît se confondre par une graduation insensible. Prenant une structure de plus en plus schistoïde à mesure qu'elle avance vers l'ouest, elle s'étend sur toute la région comprise entre le littoral et la chaîne de la Mantiqueira. De l'autre côté de cette chaîne apparaissent d'abord des schistes micacés, puis des schistes talqueux occupant les parties supérieures du sol, tandis que le gneiss continue à se montrer par intervalles dans le fond des vallées qui sillonnent dans tous les sens l'espace compris entre cette chaîne et le Parana.

Les mêmes schistes apparaissent de l'autre côté du Parana, d'où ils s'étendent dans les provinces de Goyaz et de Matto-Grosso jusque sur la frontière de la Bolivie, formant ainsi la base sur laquelle se trouvent disséminées toutes les autres formations stratifiées de cette vaste région. Une puissante formation de quartzite renfermant généralement du talc et quelquefois une grande quantité d'oligiste micacé et d'oxyde de fer magnétique, s'appuie sur ces schistes, constitue un groupe de montagnes qui renferme les cimes les plus élevées du Brésil, et forme en se prolongeant vers l'ouest la ligne qui partage les eaux des deux plus grands fleuves de l'Amérique, l'Amazone et le Parana. La variété talcifère de ces quartzites occupe la partie inférieure et forme plusieurs couches superposées, dont la dernière est une espèce de conglomérat dans lequel on reconnaît des fragments des couches inférieures. Les variétés associées à l'oligiste ou à l'oxyde magnétique alternent avec des schistes talqueux également très-riches en oxyde de fer, et reposent sur les couches précédentes. Enfin des calcaires cristallins très-riches en talc se montrent vers la partie supérieure de cette série intercalés entre

les couches schisteuses. Tel est l'ensemble des roches qui occupent la région culminante du Brésil.

Au sud et au nord de ce massif central elles sont recouvertes par une contre-série de couches souvent interrompues par la saillie des quartzites ou des schistes talqueux, sur lesquels elles reposent en stratification discordante. Les premières roches de cette série, que l'on rencontre en avançant vers le sud, sont des psammites schistoïdes et des schistes argileux qui se montrent dans l'ouest de la province de Saint-Paul, depuis Jtu jusqu'au bord du Parana. Une couche d'un calcaire cristallin et carbonifère se montre dans quelques localités au-dèssus de ces psammites, et particulièrement à la montagne d'Arasoyaba. Enfin une puissante formation de grès quartzeux blanc ou jaunâtre recouvre cet ensemble de couches entre Soro-Caba et Porto-Felia, et s'étend de là vers le sud-ouest, où elle supporte des calcaires compactes contenant une grande quantité de silex et des argiles schisteuses, parmi lesquelles on rencontre qnelques couches de schiste bitumineux. Ces calcaires occupent la partie supérieure d'une suite de plateaux séparés par de profondes vallées, et se prolongent ainsi dans une grande partie de l'espace compris entre l'Uruguay et le Parana.

Du côté du nord, et en se dirigeant du district Diamantin vers le rio San-Francisco, on retrouve des calcaires carbonifères semblables à ceux de l'Arasoyaba, et au-dessus de ces calcaires, une grande formation de grès rouges qui occupent la majeure partie de la province de Bahia, d'où nous les avons vus se prolonger encore plus au nord. Enfin des couches d'une origine plus récente, comprenant des marnes et des grès analogues aux molasses de la Suisse, se montrent dans le golfe de Bahia, où elles forment quelques îles et la

majeure partie de la plaine connue sous le nom de Reconcavo.

Des couches analogues, mais d'origine évidemment lacustre, constituent une grande partie de la plaine où se trouve située la ville de Saint-Paul, et se montrent encore dans quelques autres localités où elles occupent généralement de petits bassins de peu de largeur, et se prolongeant dans le sens des vallées actuelles.

Les couches qui se succèdent depuis le gneiss jusqu'au quartzite talcifère, ne présentant aucune discordance de stratification, doivent être considérées comme faisant partie d'un même groupe. Les jtacolumites (quartzite talcifère), les jtabirites (quarzite avec oligiste ou fer magnétique), les calcaires et les schistes talqueux qui les accompagnent, constitueraient une seconde formation; tandis que les psammites, les calcaires carbonifères et les grès dont ils sont recouverts formeraient un troisième groupe, auquel se rapporteraient aussi les grès rouges des provinces de Bahia et du Piachi. Enfin les marnes, les schistes bitumineux et les calcaires à silex des provinces australes appartiendraient à une quatrième formation. Si l'on réunit à cet ensemble les marnes et les grès marneux du golfe de Bahia et les terrains lacustres dont la plaine de Saint-Paul présente le type, on aura en tout six formations différentes, comprenant l'ensemble des roches stratifiées reconnues au Brésil. La plus inférieure de ces formations, celle du gneiss et du schiste talqueux, paraît se continuer sans interruption jusque dans les yungas de la Bolivie; autant du moins que permettent de l'entrevoir les rares observations faites dans cette région couverte de vastes forêts, où une épaisse couche de terre végétale dérobe les roches sous-jacentes, et dont les coupures les plus profondes ne laissent voir

ordinairement qu'une couche d'argile semblable à celle qui résulte de la décomposition sur place des schistes talqueux. Les jtacolumites et les schistes qui alternent avec les jtabirites, rappellent les quartzites et le schiste ardoisier qui forment la base des études orientales; tandis que les psammites, les calcaires carbonifères et la grande formation des grès qui les recouvrent auraient leur représentant dans les roches analogues qui se montrent à l'ouest de cette chaîne; mais nous ne pousserons pas plus loin ces rapprochements, et nous attendrons que l'étude des soulèvements nous fournisse des données plus positives sur les relations des terrains stratifiés de ces deux parties de l'Amérique.

Roches de la Colombie.

N'ayant pu étudier par nous-même la géognosie de ces contrées, nous essayerons de remplir cette lacune par la réunion des données que nous avons pu nous procurer sur la nature et les relations des roches que l'on y rencontre, en nous appuyant surtout sur les travaux de M. de Humboldt qui présentent jusqu'à ce jour ce que l'on possède de plus complet sur les terrains de la Colombie. D'après cet illustre géologue, le gneiss et le schiste argileux occuperaient la majeure partie de la côte du Pacifique, depuis le bas Pérou jusqu'à Panama. Ces roches reparaîtraient ensuite dans le Venezuela, formant la partie de la côte entre le golfe de Maracaïbo et Cumana, et s'étendraient de là vers le sud en suivant la base orientale des Andes, où elles se joignent probablement aux roches analogues du haut Pérou et de la Bolivie. C'est au-dessus de ces roches et sur une ligne sensiblement parallèle à la chaîne orientale des Andes, que se montrent ces puissantes couches de quartzite que M. de Humboldt a signalées comme l'un des traits les plus remarquables de la géologie de l'Amérique du Sud. Enfin sur l'ensemble des couches précédentes

s'appuierait une grande formation de grès rouge et de conglomérats. Ces grès, après avoir formé la base des Cordillères de Quito, s'étendraient au nord dans les bassins de la Magdalena et du rio Cauca, et formeraient les vastes plaines de l'Orénoque, occupant tout l'intervalle compris entre les montagnes de Caracas et la chaîne de Parima. Les mines de sel gemme de Zipaquira, près Bogota, les gypses et les calcaires qui alternent avec les grès rouges du Venezuela, le calcaire compacte qui les recouvre près de Tisriao, sont autant de circonstances qui établissent la plus grande analogie entre cette formation et celle des grès rouges du Pérou, de la Bolivie et du Chili. Les formations modernes de cette contrée ont été généralement peu étudiées; on sait cependant que des terrains analogues aux formations tertiaires de l'Europe existent dans les environs de Guayaquil; les nombreux ossements de mammifères qui couvrent la surface du Campo de Gigantes, près Bogota, sont rapportés par M. de Humboldt au terrain de transport, et il est probable que de vastes régions tertiaires analogues à celle des Pampas de Buenos-Ayres, existent dans la partie inférieure des bassins de l'Amazone, de l'Orénoque et des principaux fleuves de l'Amérique.

Quelque incomplet que puisse être ce court aperçu sur les terrains stratifiés du continent sud américain, on ne peut manquer d'y entrevoir une analogie remarquable entre les formations des contrées les plus éloignées; partout des roches semblables par leur nature, leur aspect et leur composition, se succèdent dans le même ordre, et tandis qu'en Europe une même couche change souvent plusieurs fois de nature sur un espace très-limité, et que l'on est obligé de recourir uniquement aux caractères paléontologiques pour établir l'identité de ses diverses parties, le caractère minéra-

logique semble se conserver intact dans les roches de l'Amérique, où elles traversent des espaces immenses sans même varier d'aspect. Cette persistance du caractère minéralogique indique que des circonstances semblables ont dû présider à la formation des couches qui se sont déposées à une même époque sur toute l'étendue occupée aujourd'hui par ce continent, et donne ainsi une grande importance aux analogies qui ont été signalées entre les formations des contrées les plus éloignées. On peut donc, en s'appuyant sur ces analogies, se former une idée à la fois générale et exacte du mode de répartition de ces roches sur la surface de l'Amérique du Sud. On voit ainsi le gneiss former une vaste ceinture qui l'enveloppe de toute part et se trouve coupée seulement de distance en distance par les dépressions qui correspondent aux bassins des principaux fleuves. Les schistes argileux et les quartzites apparaissent sur la lisière intérieure de cette ceinture de roches cristallisées, et s'étendant de là sur toute la surface du continent, forment la base sur laquelle se trouvent disséminées les autres formations. Celles-ci se montrent au sud et au nord de la ligne qui partage les eaux des deux grands bassins de l'Amazone et du Paraguay, où les grès rouges, les marnes salifères et les calcaires qui les recouvrent occupent la plus grande étendue, formant les sommets les plus élevés des Andes, et recouvrant de vastes surfaces dans la région située à l'est de cette chaîne.

Ces roches sont séparées du schiste argileux par des couches de psammite ou des calcaires carbonifères occupant généralement peu d'espace, et formant des zones étroites placées sur la limite des deux formations. Enfin des couches marneuses et arénacées analogues aux formations tertiaires et aux derniers terrains

de transport de l'Europe s'étendent sur les plaines traversées par le Paraguay et l'Amazone, ou remplissent de petits bassins situés quelquefois dans les régions les plus élevées de ce continent.

Systèmes de soulèvement.

Tant qu'il s'est agi de constater seulement l'ordre dans lequel se succèdent les diverses roches stratifiées de l'Amérique du Sud, il a été possible de prendre pour point de départ les couches les plus inférieures, de constater quelles sont celles qui les recouvrent immédiatement, et de remonter ainsi des formations les plus anciennes jusqu'aux dernières couches émergées. Cette manière de procéder était même la plus simple, du moins pour le continent sud-américain, où les couches les plus anciennes sont précisément les plus développées. Mais dans les recherches relatives à l'âge et à la direction de chaque système de soulèvement, il était indispensable de suivre une marche précisément inverse. Il est, en effet, bien peu de contrées où des soulèvements postérieurs ne soient venus à plusieurs reprises modifier la position des premières couches émergées. Chacun de ces soulèvements ayant exercé son action non-seulement sur les strates qui étaient alors en voie de formation, mais encore sur toutes les couches préexistantes, on comprend combien ils ont dû modifier la direction des lignes stratigraphiques les plus anciennes. Ainsi, étudier d'abord les mouvements du sol les plus modernes, éliminer ensuite des systèmes stratigraphiques restants tout ce qui peut dépendre de leur action, et remonter ainsi successivement de ces derniers soulèvements jusqu'à ceux qui ont émergé les premières terres, telle est la marche que nous nous sommes proposé de suivre.

Système chilien.

En étudiant le terrain de transport qui recouvre la partie du plateau bolivien comprise entre la chaîne orientale des Andes et celle du Colorado, on remarque que les fragments roulés dont il se compose diminuent de volume à mesure que l'on s'éloigne de cette première chaîne, et qu'à une distance de quelques lieues ils sont remplacés par du gravier et plus loin encore par des couches de sable. En étudiant d'une autre part la nature de ces fragments, on y reconnaît des débris des principales roches qui forment le versant occidental des Andes. Or, pour que ces blocs souvent très-volumineux fussent chassés depuis les cimes les plus élevées de cette chaîne jusque sur la plaine où ils se trouvent actuellement, il était nécessaire que cette plaine s'étendît sans interruption jusqu'à la base des Andes. Aujourd'hui une profonde vallée la sépare de ces montagnes, et les escarpements verticaux qui la dominent, ne permettent pas de la considérer comme le seul résultat de l'action errosive des eaux, mais bien comme une grande fouille dont l'ouverture se serait peu à peu élargie par suite des éboulements qui se reproduisent encore avec fréquence.

Enfin, en étudiant avec soin la position du terrain de transport situé des deux côtés de cette vallée, on reconnaît qu'il présente des inclinaisons en sens inverses de part et d'autre d'une ligne dirigée comme la vallée, du nord au sud. Tels sont les premiers indices d'un soulèvement postérieur au dépôt du terrain de transport de la Bolivie; on en retrouve des traces dans la direction de quelques massifs des Andes orientales, dans les côtes du lac de Titicaca, et enfin dans la ligne de cônes volcaniques qui, partant du bord occidental de ce lac s'étend jusqu'au Tacora, et à laquelle les laves qui recouvrent sur plusieurs points le terrain de



transport assignent une origine postérieure à ce dépôt. Si l'on abandonne maintenant le plateau bolivien pour se transporter de l'autre côté des Andes occidentales, on voit ce soulèvement prendre un caractère de généralité et une extension que les faits observés en Bolivie ne pouvaient guère laisser soupçonner; il ne s'agit plus ici de quelques vallées étroites et de peu d'étendue, ou de quelques cônes volcaniques alignés suivant une même direction, mais du soulèvement de toute la partie de la côte qui s'étend depuis le parallèle de Tacna jusqu'au delà du 45° de latitude austral. Lorsqu'on suit la route qui conduit du Tacora à cette ville, on voit bientôt les grès et les porphyres qui se montraient sur le versant occidental des Andes, disparaître sous des couches de sable qui s'étendent en s'abaissant graduellement jusqu'au bord de la mer où elles forment des falaises élevées de quelques mètres au-dessus du niveau des plus hautes marées. Ces sables dont nous avons déjà indiqué le parallélisme avec le terrain de transport de la Bolivie, se prolongent au nord et au sud de Tacna formant une longue bande qui occupe toute la partie occidentale du désert d'Atacama. Après s'être interrompue à la base des montagnes porphyriques du Huasco et de los Chorros, ils reparaissent dans la plaine de Coquimbo et continuent à se montrer ainsi sur toute l'étendue de la côte du Chili, occupant les intervalles que laissent entre elles les nombreuses chaînes de montagnes qui suivent la direction est-ouest. La côte du Chili généralement dominée par des montagnes granitiques, présente de distance en distance des coupures donnant passage aux cours d'eau qui descendent des Andes et communiquent presque toujours avec des vallées situées à l'intérieur dont la direction leur est à peu près perpendiculaire. Dans les parties où

les montagnes granitiques s'élèvent immédiatement au-dessus de la mer, leur base se trouve entourée à une hauteur de 15 à 20 mètres par une ceinture de cailloux roulés ou de sables, qui retracent la configuration de l'ancien rivage. Dans les vallées que nous venons d'indiquer, les sables pénètrent beaucoup plus avant, et s'élèvent graduellement à mesure que l'on avance vers l'est, et passent insensiblement au terrain de transport qui recouvre les vallées longitudinales, et s'étend de là dans la région des Andes, suivant toujours les vallées et s'élevant graduellement jusqu'à la base des montagnes qui forment la ligne de partage des eaux où il est quelquefois recouvert par des produits volcaniques. Ainsi, sur toute la côte du Chili et une grande partie de celle du Pérou, les derniers terrains émergés se trouvent compris de même qu'en Bolivie entre deux formations volcaniques, celle des conglomérats ponceux sur laquelle ils reposent, et celle des produits plus modernes provenant de cônes volcaniques. Telles sont les circonstances qui caractérisent le dernier soulèvement de la partie occidentale de l'Amérique du sud, soulèvement que MM. Élie de Beaumont et A. d'Orbigny, considèrent comme la cause de la dernière grande révolution qui s'est manifestée à la surface de notre planète. En effet, l'identité des coquilles que l'on rencontre dans les sables soulevés avec celles qui vivent encore dans les mêmes localités, indiquent qu'aucun changement notable ne s'est manifesté depuis cette époque dans la forme maritime de ces contrées. Nous ferons remarquer toutefois que les restes de mastodonte trouvés dans le terrain de transport Tahuatahua dans la province de Colchagua indiquerait dans la faune terrestre des changements beaucoup plus considérables et analogues à ceux qu'elle a éprouvés en

Europe après le soulèvement des derniers dépôts de transport. D'une autre part, nous avons cherché vainement dans ces terrains l'existence de débris qui pussent rappeler la présence de l'espèce humaine dans ces contrées, résultat négatif d'ailleurs et qui ne prouve rien quant à l'ancienneté de ces couches. Les annales de l'Amérique remontent à une époque trop récente, pour que l'on puisse y trouver quelque indication sur l'époque de ce soulèvement; les seules données anciennes que l'on possède sur la topographie de cette partie de l'Amérique, se rapportent à la conquête du Chili par les Incas; et ne remonte guère qu'à un siècle avant l'arrivée des Espagnols en Amérique. D'après les détails que donne Garcilaso de la Vega sur la marche des Incas à travers le désert d'Atacama, les précautions qu'ils furent obligés de prendre pour franchir ces plaines sableuses dépourvues d'eau et de végétation, enfin la route qu'ils tracèrent à travers les sables et que l'on retrouve encore dans plusieurs parties du désert, tout indique que le sol offrait alors la même configuration qu'aujourd'hui. Enfin les restes des monuments de Tiahuanacu sur lesquels les Incas n'avaient aucune tradition, et qui remontent à une époque bien antérieure à leur domination, montrent aussi que depuis cette époque reculée, la configuration du plateau Bolivien n'a éprouvé aucune modification notable.

Revenant aux faits géologiques, il est facile de reconnaître que ce soulèvement a produit des changements considérables, tant dans la configuration que dans l'étendue du continent sud-américain. Si l'on admet en effet le parallélisme du limon des Pampas avec les sables et le terrain de transport du Chili et de la Bolivie, il est évident que de grandes surfaces ont été émergées tant à l'est qu'à l'ouest des Andes; et que

c'est à lui qu'il faut rapporter l'apparition des vastes plaines des Pampas. Le plus grand développement de ce continent aurait ainsi eu lieu à l'est de cette chaîne; tandis que dans la partie occidentale, son accroissement se serait réduit à une bande étroite, parallèle à la côte et dont la plus grande largeur dépasse rarement quinze lieues. En étudiant, d'une autre part, la distribution des terrains soulevés de la partie occidentale, en voyant la limite intérieure des sables marins courir dans une direction sensiblement parallèle à celle de la côte, le terrain de transport pénétrer dans les vallées des Andes en suivant le cours des fleuves actuels, on reconnaît que le relief de la région montagneuse devait différer fort peu de ce qu'il est actuellement. A part la vaste étendue occupée par les Pampas, la région située à l'est des Andes donne lieu aux mêmes observations. Le limon pampéen loin de s'étendre jusqu'à la base de cette chaîne, ne s'en approche jamais qu'à une distance de vingt à trente lieues; il cesse de se montrer dès que le sol présente quelque inégalité, et on le voit alors comme les sables marins du Chili, faire place à des cailloux roulés qui remontent les vallées aboutissant aux Andes. Enfin, la majeure partie du plateau Bolivien se trouvait alors recouverte par une vaste nappe d'eau dont les lacs actuels de Titicaca et de Poopo ne sont que de faibles restes. En effet, depuis Tiahuanucu jusque sous la parallèle de Potosi, ce plateau présente une surface extrêmement unie entourée au nord, à l'ouest et au sud par de hautes montagnes et parsemée de petites chaînes isolées qui apparaissent comme autant de groupes d'îles semées sur cette vaste plaine. Des dunes de sables formant une ceinture presque continue signalent les limites de cet ancien lac, et des calcaires concrétionnés contenant une

grande quantité de paludines, et des restes de plantes aquatiques entourent la base des montagnes isolées et marquent ainsi l'ancien niveau des eaux. Le plateau Bolivien s'abaisse insensiblement en avançant vers le sud, et près du parallèle de Cobija il se confond avec les parties élevées du désert d'Atacama, la chaîne occidentale des Andes ne présentant plus, dans cette partie, que le bord d'un vaste plateau Il est probable que c'est par cette issue que les eaux de cette mer intérieure se seront écoulées, et peut-être faut-il leur attribuer le creusement d'une partie des profondes vallées que l'on rencontre dans le désert (1).

Aucune des chaînes de montagnes de l'Amérique du Sud ne peut ainsi être considérée comme le résultat spécial du soulèvement qui a émergé les dernières couches du Chili, il peut avoir augmenté leur élévation absolue, produit quelques sommets isolés tels que le dôme trachytique du Tacora et la plupart des cônes volcaniques des Andes; mais son effet général paraît bien plutôt s'être manifesté par un relèvement en masse des terres australes et occidentales de l'Amérique, en produisant ainsi une double inclinaison, tant à l'est qu'à l'ouest des Andes, analogue à celle qui a affecté le sol de la France à l'époque du soulèvement de la chaîne principale des Alpes.

Les nombreux cônes volcaniques des Andes, bien que distribués dans le voisinage d'une ligne dirigée du sud au nord, ne peuvent être considérés comme formant un système spécial de montagnes; ils constituent, au contraire, des groupes isolés, souvent séparés les uns des autres par de grandes distances, et situés sur les lieux d'entre-croisement de plusieurs failles se rap-

(1) Voir les notes (1), (2), (3), (4), (5), à la fin de ce mémoire.

portant à des systèmes stratigraphiques de diverses époques. Ainsi on les rencontre indifféremment, soit sur la ligne de faite, soit à l'est ou à l'ouest de cette ligne, partout où l'étoilement de l'écorce terrestre présentait une moindre résistance à l'action des forces intérieures. Cette circonstance rend fort difficile la détermination exacte des lignes stratigraphiques qui se rapportent à ce soulèvement. La partie supérieure de la vallée de la Paz est peut-être la seule qui puisse lui être spécialement attribuée, et sa longueur est trop limitée pour que l'on puisse en fixer la direction avec une exactitude suffisante. La direction de la côte, depuis Arica jusqu'à Valdivia, ne peut non plus être considérée comme le résultat de ce soulèvement, car cette côte se trouve formée en grande partie par des montagnes granitiques d'une origine bien plus ancienne; de plus, dans les parties basses les ondulations du sol exercent une trop grande influence sur la direction des lignes de niveau, pour que l'on puisse attacher quelque confiance aux résultats déduits de ces observations. La côte du désert d'Atacama comprise entre Cobija et le port du Huasco, présentant une ligne sensiblement droite, peut seule fournir quelques données plus indépendantes de la configuration antérieure du sol. En calculant la position de l'arc de cercle qui joint ces deux points, on trouve que son azimuth compté du nord à l'est, et pris de Cobija, est de 8° 33′ 26″. Cet azimuth se rapproche beaucoup de celui donné par M. Élie de Beaumont pour l'un des cercles du Pentagone du Chili, qui est 8° 45′ 26″.7. L'arc mené par ces deux points vient rencontrer le cercle primitif du Pentagone chilien par les 21° 47′ 37″ de latitude australe, et fait avec lui un angle de 0° 49′ 12″. On peut donc le considérer comme sensiblement parallèle à ce dernier cercle.

Système de la chaîne principale des Andes.

La configuration du continent Sud-Américain devait différer fort peu, avant le soulèvement dont nous venons de nous occuper, de ce qu'elle est aujourd'hui. A part la grande surface occupée par le limon pampéen, les autres terrains émergés à cette époque ne présentent que des lambeaux étroits et parallèles aux grandes lignes que forment les contours actuels de ce continent. Les nombreux systèmes de montagnes qui se croisent sous des angles divers, s'étendent depuis le détroit de Magellan jusqu'à Panama, et forment la longue chaîne des Cordillères, appartiennent donc à une époque plus ancienne, et même à plusieurs époques différentes, ainsi qu'on peut l'entrevoir déjà d'après les différences d'orientation des diverses parties dont elles se composent. Depuis l'extrémité sud de l'Amérique jusque sous le parallèle de Puno, c'est-à-dire sur une longueur de plus de trente degrés, cette chaîne suit très-sensiblement la direction d'un arc de cercle qui s'écarte peu du méridien ; mais arrivée près de l'extrémité nord du plateau Bolivien, elle perd ce caractère d'uniformité, sa direction change brusquement, ou plus exactement elle est remplacée par une autre chaîne qui, prenant naissance dans la province de Cochabamba, se prolonge au nord-ouest jusqu'à Loja. Enfin une nouvelle chaîne méridienne s'élève au nord de cette ville, forme les Andes de Quito et se divise en deux branches qui se dirigent l'une vers Panama, et l'autre vers le Venezuela. La partie australe des Cordillères présentant, en outre de sa grande longueur et de sa régularité, les sommets les plus élevés de toute l'Amérique (2), doit occuper le premier rang parmi les divers systèmes qui forment cette longue chaîne, et nous la désignerons désormais sous le nom de chaîne principale des Andes. Sa structure géologique est d'ailleurs d'une simplicité remar-

quable, les grès rouges occupent presque sans interruption toute la longueur de la ligne de faîte depuis le Pérou jusqu'au détroit de Magellan.

Dans la partie nord, et jusque sous le parallèle de Coquimbo, cette roche s'étend également sur les deux versants, où elle est recouverte par les marnes gypseuses et les calcaires; mais en avançant vers le sud les grès situés à l'ouest forment une bande de plus en plus étroite, et finissent par céder la place aux porphyres stratifiés qui occupent alors tout le revers occidental, tandis que les grès rouges et les calcaires s'étendent vers l'est jusqu'à l'entrée des Pampas. Des roches indogéniques d'époques différentes viennent de distance en distance interrompre la continuité des strates; des volcans, la plupart éteints ou en repos depuis des siècles, s'élèvent par intervalle sur la ligne de faîte, où ils se montrent surtout près des deux extrémités, formant au nord la ligne des cimes volcaniques qui s'étend depuis Arequipa jusqu'auprès du Tacora; le groupe de Suajama, situé dans le parallèle d'Oruro, et plus au sud une autre ligne presque continue, commençant au volcan d'Osomo, et s'étendant jusqu'au détroit de Magellan. La partie médiane, au contraire, ne présente que quelques groupes volcaniques séparés par de grandes distances, tels que ceux du Maipo et du lac del Diamante (3). Les trachytes se montrent dans les mêmes régions, formant presque toujours la base qui supporte les produits volcaniques; mais indépendamment de cela, ils forment encore des montagnes isolées, soit sur le sommet des Andes, comme le Tacora, le Saujama et le Tupungato; soit au milieu des failles qui leur sont parallèles. Enfin des roches amygdaloïdes et des syénites percent encore sur plusieurs points et plus spécialement vers les dépressions que pré-

sente la ligne de faîte. Mais le caractère le plus remarquable de la géologie de cette partie des Andes consiste dans l'existence d'une longue zone de roches métamorphiques qui, s'étendant depuis le parallèle de Talca jusqu'au Tacora, lient en quelque sorte les deux extrémités volcaniques de cette longue chaîne. L'altération de ces roches est due à l'action combinée de la chaleur et des acides du soufre qui ont produit des combinaisons en rapport avec la nature des roches sur lesquelles ils exerçaient leur action.

Ainsi les roches porphyriques ont été transformées en quartz, carrié par suite de la dissolution des cristaux de feldspath dont les éléments ont donné lieu à la formation des sulfates d'alumine et de fer si abondants dans toute cette région. Les calcaires ont été transformés en gypse, et les couches marneuses en des masses d'alunite dans lesquelles on rencontre une grande quantité de cristaux isolés de sulfate de chaux. Enfin les couches de sel qui accompagnent les marnes gypseuses du désert d'Atacama ont également été transformées en sulfate de soude anhydre.

Les sources sulfureuses et thermales du Pérou et du Chili, le rio de Azufa, près du Tacora; les eaux de San Vicente, dans la province d'Aconcagua; celles de Colina, près de Santiago; celles de Cauquenes et de Chillan, dans les provinces de Colchagua et de Talca, se font jour au milieu de ces roches altérées. Enfin les riches filons argentifères du Chili, si remarquables par l'abondance des chlorures et des iodures, paraissent avoir été produits par les mêmes causes qui ont altéré les roches qui les contiennent, et la présence des composés chlorurés et iodurés s'y trouve évidemment en rapport avec la transformation des couches de sel en sulfate de soude. Ce puissant dégagement de vapeurs

sulfureuses a eu lieu par de longues failles parallèles à la ligne de faîte des Andes du Chili et paraît correspondre à l'apparition des premières roches trachytiques dont les divers massifs suivent exactement la direction de ces failles. Ces roches sont, en effet, les seules qui aient échappé au bouleversement produit par le soulèvement de cette puissante chaîne et à l'action corrosive des vapeurs acides. Elles se présentent toujours en masses compactes, tabulaires ou grossièrement prismatiques, et elles n'offrent d'autre altération que la désagrégation superficielle commune à toutes les roches cristallisées. Ainsi la formation des grandes failles parallèles à la ligne de faîte des Andes, l'altération chimique des roches qui forment l'axe de cette grande chaîne, et l'émission des masses trachytiques doivent être considérées comme les différentes manifestations d'un même phénomène, le soulèvement de la chaîne principale des Andes. Or il est assez facile de fixer l'époque de l'apparition de ces premières roches trachytiques, et par conséquent celle du grand soulèvement qui a modifié si puissamment le relief et la configuration de l'Amérique du Sud. Ces roches se montrent, en effet, non-seulement près de l'axe des Andes, mais encore à l'est et à l'ouest de cette chaîne, où elles sont en rapport avec des failles parallèles à cet axe. Là elles percent les couches du terrain lacustre de la Bolivie ainsi que les grès marins du Chili : terrains dont nous avons indiqué déjà la position sur la côte du Pacifique et qui s'élèvent graduellement à mesure que l'on approche de la base des Cordillères. Au Chili, au Pérou et dans la Bolivie, ces terrains se trouvent en outre recouverts par une couche de conglomérat ponceux dont l'origine est étroitement liée à celle des roches trachytiques. Ces conglomérats, formés en majeure partie de

cendres feldspathiques, contiennent de nombreuses ponces fibreuses, des fragments arrondis de trachyte et de diverses roches stratifiées. Leur aspect et leur composition varient d'ailleurs suivant les localités, et ces différences sont toujours en rapport avec la nature des roches trachytiques qui se montrent dans leur voisinage. Ainsi, dans les environs de la Paz et sur tout le plateau élevé qui s'étend entre Chulluncayani et le Tacora, où les trachytes se font remarquer par la présence de nombreux cristaux de quartz, on retrouve ces mêmes cristaux disséminés dans les cendres qui forment la pâte de ces conglomérats dans les ponces, et enfin dans les fragments de trachyte dont il est facile de constater l'identité avec ceux qui composent les masses qui avoisinent ces conglomérats. Au Chili, où les trachytes ne présentent plus de quartz, mais des cristaux de feldspath vitreux, on retrouve ces mêmes cristaux dans les cendres et dans les ponces des conglomérats. Enfin cette roche apparaît dans toutes les localités où les trachytes se sont fait jour à travers des terrains qui devaient être recouverts par les eaux; tandis qu'ils ne se montrent jamais près des grandes failles des Andes, où les terrains tertiaires n'existent pas, et par conséquent où les roches étaient déjà émergées lors de l'apparition des premières roches trachytiques; tout indique donc que l'eau a joué un grand rôle dans la production de ces matières pulvérulentes qui auront été projetées au loin par la force de la vapeur qui devait successivement se produire dans cette circonstance.

Quoi qu'il en soit de cette origine, les conglomérats ponceux recouvrent, dans le sud de l'Amérique, des surfaces immenses; ils occupent toute la partie occidentale du plateau Bolivien; ils se montrent au-dessous des sables du désert d'Atacama partout où des coupures

assez profondes permettent de voir la base qui les supporte, dans les environs de Santiago, et enfin dans les grandes plaines du sud du Chili, où ils forment le sous-sol connu sous le nom de Tosca. Dans toutes ces localités, les conglomérats reposent sur les grès marins ou le terrain lacustre, et ils sont recouverts, soit par les sables d'Atacama, soit par le terrain de transport. Ainsi le soulèvement de la chaîne principale des Andes a eu lieu dans l'intervalle compris entre ces deux formations.

En comparant les phénomènes qui se sont manifestés pendant les deux derniers soulèvements opérés dans l'Amérique du Sud avec ce qui s'est passé en Europe durant les dernières périodes géologiques, on y trouve des ressemblances frappantes. Dans la région sud-américaine, les terrains de transports et les sables marins sont soulevés sur de grandes surfaces, et ce soulèvement est le prélude de nombreuses éruptions volcaniques, dernières manifestations des forces de l'intérieur du globe. En Europe et sur une grande partie de l'ancien continent, un soulèvement analogue (système du Ténare) aurait modifié la configuration des terres émergées sans donner lieu, non plus qu'en Amérique, à la formation d'aucune chaîne de montagnes, et aurait également précédé les éruptions volcaniques. Les terrains de transport du centre de la France, recouverts par les laves des nombreux volcans éteints que l'on y rencontre, rappellent, jusque dans leurs moindres détails, toutes les circonstances qui se rattachent à ces mêmes terrains dans l'Amérique du Sud; tandis que les sables marins de la côte du Chili et du désert d'Atacama y rappellent les formations quaternaires de l'Europe. La comparaison de la chaîne principale des Andes avec la chaîne principale des Alpes, présente des analo-

gies encore plus remarquables. A ces deux chaînes appartiennent les montagnes les plus élevées des deux continents. Aux extrémités des Andes, des masses trachytiques et des matières pulvérulentes projetées à de grandes distances se sont échappées par les failles produites lors de leur soulèvement; la chaîne principale des Alpes présente également à ses deux extrémités des régions occupées par des roches trachytiques. Dans celle du centre de la France, on retrouve les mêmes conglomérats ponceux reposant, comme en Bolivie, sur le terrain lacustre, et recouverts par le terrain de transport.

Les dômites (5), qui ne sont que ces mêmes conglomérats endurcis par l'action de la chaleur, supportent les cônes volcaniques de la chaîne des Puys, de même que ceux de la chaîne du Tacora. Enfin les grès marins de la côte du Chili, les cailloux roulés qui les recouvrent et les couches de lignites qu'ils contiennent offrent la plus grande analogie avec les sables et les lignites des Alpes.

La direction suivant laquelle s'est manifesté le soulèvement de la chaîne principale des Andes peut être fixée avec une grande précision.

L'étendue de ce soulèvement a été telle qu'il a effacé presque complétement les traces des mouvements que les plans des couches avaient éprouvés avant cette époque; aussi la direction des strates y est-elle presque partout parallèle à l'axe de la chaîne. Celle-ci ne présente en outre sur une grande longueur que des inflexions de peu d'étendue; enfin les failles, qui ont donné passage aux roches trachytiques et aux vapeurs acides dont l'action a si puissamment altéré les roches stratifiées, atteignent des dimensions telles qu'on peut les suivre sans interruption depuis l'extrémité sud de l'A-

mérique jusque dans le haut Pérou. On les rencontre à l'est et à l'ouest de la ligne de faîte, et lorsqu'on se trouve placé sur un des sommets des Andes, on les voit s'étendre au nord et au sud, présentant des zones étroites dont la couleur d'un rouge clair contraste fortement avec la teinte généralement plus sombre des roches non altérées. La plus remarquable de ces failles est celle qui, prenant son origine dans la province de Tolea près du volcan du Descubezado, se dirige vers les eaux thermales de Cauquenes, passe de là au cerro de S. Plamon près de Santiago, suit l'axe des chaînes de montagnes qui ferment à l'ouest la vallée du Mapocho, dans la province de Santiago, celle du Colorado dans la province d'Aconcagua et se prolonge de là dans les provinces de Coquimbo et d'Atacama. Les sommets du cerro de S. Plamon et du cerro de Cuzco dont les positions géographiques ont été déterminées avec une grande exactitude, se trouvent situés sur cette faille, et si l'on calcule à l'aide de ces données la position de l'arc de grand cercle qui les joint, on trouve que l'azimut de cet arc pris sur l'horizon du cerro de S. Plamon et compté du nord à l'est est de 1° 53′ 56″. Cet arc prolongé va couper l'équateur par 7° 40′ 26″ de longitude à l'ouest de Paris et forme avec ce cercle un angle de 88° 24′ 59″. Ces données suffisant pour construire le grand cercle qui passe par ces deux points, on peut déterminer les lieux où il vient couper les parallèles d'autres points connus de position et situés sur la même faille. Entre le cerro du Cuzco et celui de S. Plamon, le cerro Azul, situé sur le bord de cette faille, se trouve à peu près à égale distance des deux points; sa latitude est de 32° 58′ 15″3, sa longitude de 72° 42′ 41″ et le grand cercle précédent vient couper le parallèle correspondant par 72° 42′ 5″, c'est-à-dire un peu à

l'est du sommet et sur l'axe même de cette faille. Le même cercle vient couper le parallèle de Copiapo par le 72° 29′ 33″, c'est-à-dire à environ 86 kilomètres à l'est de cette ville et qui correspond à la position de la ligne de faîte des Andes. Le parallèle du Tacora se trouve également coupé par le 72° 10′ 49″, quatre minutes à l'ouest de ce village tout près des sources du rio de Azufe et sur la ligne de faîte de la cordillère occidentale. Cet arc de cercle reproduit ainsi avec une grande approximation la direction de cette première faille dans toute la partie comprise entre le rio Cuchapoal et le dôme de Tacora. Les cônes volcaniques qui commencent à se montrer vers ses deux extrémités l'interrompent souvent et rendent plus incertaines les vérifications que l'on voudrait essayer sur les parties qui s'étendent au delà des deux points précédents. Une seconde faille située à l'ouest de celle-ci occupe à très-peu près l'axe de la grande plaine longitudinale du Chili où sa présence est signalée par des masses trachytiques, alignées suivant cet axe. En prenant pour les points servant à fixer la position de cet arc de cercle, d'une part le cerro de Bataco situé sur le prolongement des masses trachytiques qui se montrent dans la plaine de Santiago, et de l'autre la côte du Pedernal, sur la limite des provinces d'Aconcagua et de Coquimbo on trouve que l'azimut de cet arc pris sur l'horizon du cerro de Batuco est de 1° 56′ 21″. Cette faille qui longe la base occidentale des Andes correspond tantôt à des dépressions du sol comme cela a lieu pour la plaine de Santiago, tantôt à des chaînes de montagnes telles que celles de Culunquen et de Putaendo dans la province d'Aconcagua; elle traverse ainsi la presque totalité du Chili, occupant tantôt le fond des vallées où elle se manifeste par la présence des conglomérats ponceux et des trachytes, tantôt la crête des montagnes qui présente alors une

ligne de roches altérées. Parmi les points qui se trouvent sur son passage et dont la position géographique est connue avec exactitude, nous considérons d'abord le cerro de Stucehum, masse trachytique isolée et située à l'extrémité nord de la plaine de Santiago, par les 33° 0' 3" de latitude sud et les 73° 5' 7",1 de longitude occidentale. Le point d'intersection du parallèle de cette montagne avec l'arc de cercle précédent se trouve situé par les 73° 5' 52", c'est-à-dire 45" à l'ouest. Le parallèle du cerro de la Tinaja, point culminant de la chaîne de Culunquen, latitude 34° 47' 42", longitude 73° 3' 35", est coupé par les 73° 5' 25"; le cerro du Tajo, point culminant d'une autre chaîne qui commence un peu au nord de la rivière d'Aconcagua, et se termine au rio de la Ligua, a pour latitude 32° 39' 4",9 et pour longitude 73° 5' 14",1, et son parallèle se trouve coupé par les 73° 6' 22",4. Une minute huit secondes à l'ouest de ce sommet et dans le lieu occupé par la zone de roches altérées qui se montre à l'ouest de la ville de Pulaendo. A partir de la côte del Pedernal et en pénétrant dans la province de Coquimbo, cette faille traverse une suite de cols placés sur des chaînes perpendiculaires à l'axe des Andes; elle passe ensuite à quelques lieues à l'est du Stuasco; et pénétrant dans la province d'Atacama, elle suit une longue vallée qui traverse tout le désert parallèlement à l'arc des Andes, passant ainsi près de Copiapo, de Cohija et d'Arica et s'arrête un peu au nord de Tacna, au point où la côte du Pacifique change de direction. Le parallèle de Copiapo, correspondant à 47° 40' 0" de latitude. se trouve coupé par le cercle précédent, par les 72° 55' 10",4; or la longitude de Copiapo est 73° 22' 9", c'est donc 26° 58",6 à l'est de cette ville, précisément vers le milieu de la vallée longitudinale qui s'étend entre la montagne trachytique de Lama-Baya et celle de Tres-Puntas, vallée

remarquable par l'abondance des filons argentifères qui y suivent une direction du sud au nord. Le parallèle de Cubija se trouve coupé par les 72° 46′ 58″,4, c'est-à-dire 5′ 24″ à l'ouest de ce point, ce qui correspond à très-peu près à la position du morro de Mexillones, situé un peu au sud de Cobija et présentant des roches altérées. Enfin, le parallèle de Tacna se trouve coupé par le 74° 39′ 42″, 1′ 36″ à l'ouest de cette ville.

Nous venons de suivre l'arc de cercle qui représente l'axe de la plaine longitudinale du Chili sur une longueur de plus de 15° et dans ce long trajet il ne s'écarte pas de deux minutes des points situés sur la faille qui a donné passage aux roches trachytiques de la base occidentale des Andes et dont la direction se trouve ainsi représentée avec une grande exactitude par cet arc de grand cercle; car si les faibles écarts qui viennent d'être signalés présentent quelque chose de notable, c'est précisément leur peu d'étendue pour une contrée où les strates déjà fracturées, suivant d'autres directions, auraient pu éprouver des déviations beaucoup plus considérables.

D'autres failles, analogues aux précédentes, se montrent encore tant à l'est qu'à l'ouest de la ligne qui partage les eaux du Chili et de la république Argentine; mais les fréquentes interruptions qu'elles éprouvent ne permettent pas de les suivre sur une aussi grande longueur; et, d'une autre part, les positions géographiques des points qui se trouvent sur leur passage sont encore trop peu connues pour qu'on en puisse calculer la direction avec exactitude. Tout ce que l'on peut constater, c'est qu'elles sont à très-peu près parallèles à la ligne de faîte des Andes. Or l'arc de cercle qui joint les deux sommets les plus élevés de cette ligne, le cerro du Juncal et le cerro du Mercedario, a

pour azimut, pris sur l'horizon du Juncal, 359° 38' 54". Il se confond donc sensiblement avec le méridien, de ce point la différence n'étant que de 21' 6". Si l'on prend maintenant pour centre de réduction le cerro du Juncal et que l'on calcule à l'aide des données précédentes les azimuts des trois cercles rapportés à ce point, on arrive aux résultats suivants :

Cercles.	Azimut (du N. à l'E).
C. del Juncal. — C. del Mercedario.	359° 38' 54"
C. de San Plamon. — C. del Cuzco.	1° 42' 59"
C. de Batuco. — Cuesta del Pedernal. . . .	1° 12' 53"

On voit que la plus grande différence de ces azimuts dépasse à peine deux degrés, et l'azimut moyen a pour valeur 0° 51' 35",3. L'azimut de l'un des cercles primitifs du pentagone du Chili. rapporté au même centre de réduction, est 7° 2' 18"; il s'écarte ainsi de 6° 10' 43" de la moyenne obtenue précédemment. Bien que cet angle soit assez petit, la coïncidence remarquable qui existe entre la position des failles, se rapportant au soulèvement de la chaîne principale des Andes et celle des arcs de cercles calculés, ne permet pas de l'attribuer à des erreurs d'observations ou aux ondulations des lignes stratigraphiques. Le cercle primitif du pentagone chilien se rapporte probablement à un autre système, il reproduit la direction du dernier soulèvement de la côte du Chili et celle d'autres lignes stratigraphiques se rapportant à un soulèvement beaucoup plus ancien.

Le cercle qui passe par le centre du Juncal, en faisant au nord du méridien un angle de 0° 51' 35",3, vient couper l'équateur terrestre par les 71° 55' 0" de longitude occidentale, et fait avec ce cercle un angle de 89° 16' 46". Si, à l'aide de ces données, on suit sa trace sur le continent américain, on voit d'abord qu'il coupe le parallèle de la montagne d'Aconcagua par les

74° 22′ 43″, 3′ 46″ à l'ouest de ce sommet et vers les sources du rio de San Juan, qui coule au nord en suivant une vallée parallèle à l'axe des Andes, et remarquable par l'altération des roches stratifiées. Le parallèle de Tacna est coupé par les 72° 8′ 51″ sur la ligne de faîte des Andes et près des sources du rio de Azufe. Le parallèle de Puno est également coupé par les 72° 7′ 16″, 14′ à l'est de cette ville et vers le milieu de la dépression occupée par le lac de Titicaca. En avançant encore vers le nord, ce cercle passe très-près du point où viennent se croiser les axes de la chaîne orientale et de la chaîne occidentale des Andes, où les accidents stratigraphiques qui se rapportent à ce soulèvement se trouvent brusquement interrompus. Toute la partie australe de la chaîne principale des Andes, depuis Santiago jusque sous le parallèle de Conception, présente également une coïncidence remarquable avec la direction de ce cercle. Au sud de ce parallèle, il traverse les montagnes encore peu connues de l'Araucassie; enfin il pénètre dans le détroit de Magellan, parallèlement à la côte orientale de la presqu'île de Brunswik, passe par le cap S. Valentin, et représente ainsi, avec une exactitude remarquable la configuration des dernières terres de l'extrémité sud de l'Amérique. Ce cercle, après s'être approché du pôle austral, remonte au nord, laissant à l'est la côte occidentale de la Nouvelle-Hollande, traverse Java, puis l'île de Bornéo, en suivant la direction de la côte occidentale; il passe ensuite très-près de la côte orientale de la Cochinchine, et pénètre dans le continent asiatique par la presqu'île de Stai-Nou, longe la côte orientale du lac Baikal, et rejoint enfin le pôle nord en suivant le cours de la rivière Anabasa.

Ce cercle s'écartant seulement de quelques minutes

de la direction méridienne, les autres lignes stratigraphiques de la partie occidentale de l'Amérique, qui se rapprochent de cette direction, peuvent être considérées comme lui étant parallèles. Ainsi, la double chaîne volcanique des Andes de Quito se rapporterait à ce système. En effet, la chaîne qui s'étend entre le Chimborazo et Cachamasca, et dans laquelle abondent les roches trachitiques, suit très-sensiblement la direction du méridien, et l'île volcanique de Juan-Fernandez, située sous la même longitude, semble s'élever comme un témoin du prolongement de cette ligne volcanique sous les eaux de la mer; enfin les îles de Madredios, de Tros-Montes et l'archipel de Chiloé se trouvent également alignées, suivant des lignes méridiennes situées dans l'espace compris entre le méridien du Chimborazo, et celui de la chaîne principale des Andes. Depuis le détroit de Magellan jusqu'au nord du lac de Titicaca, cette chaîne coïncide presque parfaitement avec un arc de grand cercle, et dans tout cet intervalle son passage est signalé par de nombreux volcans ou par des roches trachytiques. Arrivée au nord du lac, elle rencontre la chaîne orientale, et là disparaissent à la fois les formations volcaniques et les accidents stratigraphiques qui se rapportent à cette direction; mais si l'on suit la chaîne orientale jusqu'à son extrémité ouest, on voit reparaître les mêmes accidents stratigraphiques, et en même temps les roches volcaniques qui continuent à se montrer dans tout l'espace compris entre les Andes de Quito et Panama. Ainsi, vers l'extrémité nord de cette chaîne, les lignes de fracture glissant en quelque sorte le long de la chaîne orientale des Andes, qui existait déjà à cette époque, se seraient transportées de plusieurs degrés vers l'ouest, pour reprendre ensuite leur première direction.

Un soulèvement aussi puissant et aussi étendu que l'a été celui de la chaîne des Andes a dû apporter des modifications considérables à la configuration et au relief des terres de l'Amérique du Sud. Ces modifications ont eu lieu surtout dans les parties situées à l'est de cette chaîne, tandis que, à l'ouest, elles ont à peine altéré les contours des terres émergées. Un examen attentif des terrains soulevés à cette époque montre en effet que dans tout l'intervalle compris entre Arica et le détroit de Magellan, les terrains soulevés s'écartent très-peu de la côte actuelle, où ils occupent le fond de petits golfes, dont les parties les plus éloignées de la mer s'en trouvent rarement à une distance de plus de dix lieues.

Ainsi la limite occidentale du continent présentait lors du dépôt de ces terrains une ligne sensiblement parallèle à la côte actuelle ; seulement ses contours étaient plus accidentés qu'ils ne le sont aujourd'hui et elle s'avançait un peu moins vers l'ouest. Dans la partie située à l'est des Andes, ce soulèvement a dû causer l'émersion de surfaces beaucoup étendues, car si l'on admet avec M. d'Orbigny que le terrain patagonien est parallèle aux formations tertiaires de la côte du Chili, il en résulte que les parties de ce terrain qui ne sont point recouvertes par le limon pampéen auraient été émergées à cette époque. Ainsi la surface du continent se serait augmentée de ce côté d'une grande partie de la Patagonie ; toutefois, l'incertitude qui existe encore sur les limites de ce terrain ainsi que sur les formations analogues de l'équateur, de la Nouvelle-Grenade et du Venezuela, ne permettent pas d'indiquer même approximativement quelle devait être alors la configuration des côtes orientales. Si, comme tout semble l'indiquer, les formations tertiaires de la république Argentine se prolongent jusque dans le bassin de l'Amazone, l'A-

mérique du Sud devait être alors séparée en deux continents, l'un représenté par les terres brésiliennes, et l'autre situé plus à l'ouest comprenant le Chili, le Pérou et la Colombie.

Il resterait encore à établir le rapport qu'il peut y avoir entre le soulèvement des terrains tertiaires du Brésil et celui de la chaîne des Andes. Le manque absolu de toute formation volcanique ou trachytique sur le territoire brésilien, la grande distance qui sépare les côtes où se montrent ces terrains de l'axe de la chaîne principale des Andes, semblent indiquer un mouvement entièrement indépendant du soulèvement de cette chaîne et qui lui est probablement antérieur. Dans un premier travail sur les systèmes de soulèvement du Brésil, nous avions déjà rapporté l'émersion des terrains tertiaires de Bahia au système de la chaîne occidentale des Alpes. Le peu d'étendue de ces terrains, la faible inclinaison des couches ne permettant pas d'ailleurs de fixer avec exactitude la direction de ce système stratigraphique, nous avions trouvé un résultat approché donnant une direction nord 17° est, direction qui, ainsi que le fait remarquer M. Élie de Beaumont, diffère de plus de 8° de celle qu'aurait un parallèle mené par Bahia au cercle de comparaison du système des Alpes occidentales; différence qui dépend très-probablement des difficultés que présente la mesure de la direction exacte des couches.

Quant à la distance de 18° qui sépare ce parallèle du cercle de comparaison, elle est du même ordre que celle qui sépare les terrains tertiaires des bords du Paraguay de l'axe de la chaîne principale des Andes.

Système des chaînes transversales du Chili.

La série de couches qui reposent sur le grès rouge de l'Amérique et que nous avons désignée sous le nom de formation des marnes salifères, forme au sud de la chaîne orientale des Andes deux longues bandes qui

s'étendent l'une à l'est, l'autre à l'ouest de la chaîne principale. Sur toute la bande occidentale, les couches se trouvent redressées suivant deux directions presque perpendiculaires, l'une parallèle au cercle de comparaison de la chaîne principale des Andes, l'autre dirigée à très-peu près de l'est à l'ouest. C'est à cette dernière direction que se rapportent toutes les chaînes de second ordre qui, partant du faîte des Andes, se prolongent jusqu'à la côte, formant ainsi les limites des golfes où se déposaient les terrains tertiaires du Pérou et du Chili, les cols qui interrompent de distance en distance la continuité de la vallée longitudinale du Chili et les sommets les plus élevés des Andes qui se trouvent toujours situés sur le lieu d'intersection de l'une de ces lignes avec l'axe de la chaîne. Dans toutes les localités où les traces des soulèvements antérieurs n'ont point été effacées par celui de la chaîne principale des Andes, on voit les calcaires et les marnes salifères relevés suivant cette direction est-ouest, ainsi qu'on peut l'observer à la côte de Chacabuco dans la province de Santiago, à celle du Peral, de Chincolco et du Pedernal dans celle d'Aconcagua et en général vers tous les cols qui coupent la grande vallée longitudinale s'étendant depuis le sud du Chili jusque dans le désert d'Atacama. Le redressement de ces couches se trouve en rapport avec l'arrivée au jour de roches à base de Labrador et d'hypersthène qui se sont fait jour par des failles également dirigées de l'est à l'ouest et ont exercé une puissante action métamorphique sur les couches voisines, en produisant d'ailleurs des altérations entièrement différentes de celles qui ont eu lieu lors de l'émission des trachytes.

Ainsi l'on n'y retrouve aucun indice du passage des vapeurs acides qui ont si puissamment modifié la com-

position des roches des Andes. Les calcaires, au lieu de se changer en sulfate de chaux, sont devenus plus compactes ou présentent une structure cristalline; les marnes ont été changées en jaspes renfermant divers silicates hydratés et les grès rouges ont été transformés en amygdaloïdes ou en porphyres, suivant leur plus ou moins grande proximité de la masse endogénique (4). Les roches ainsi modifiées forment une série de bandes parallèles qui se succèdent à de courts intervalles depuis le 34° de latitude australe jusque sous le parallèle de Cobija, et constituent les principales régions métallifères de cette partie de l'Amérique. Elles sont surtout remarquables par la grande abondance de minerais de cuivre; les porphyres et les amygdaloïdes renferment non-seulement de puissants filons de ces minerais; mais encore les combinaisons cuivreuses se trouvent répandues dans toute la masse de ces roches, colorant souvent en vert les cristaux des porphyres ou les divers silicates qui forment les globules de l'amygdaloïde. Enfin c'est toujours vers l'intersection de ces bandes de roches métamorphiques avec les failles correspondantes au soulèvement de la chaîne principale des Andes, que se trouvent situés les principaux filons argentifères du Chili, tels que ceux de Chânareille, de Trés-Puntas et de Plomero. Des caractères aussi remarquables permettent de suivre facilement ces roches sur une grande étendue, et de retrouver ainsi au milieu des grandes perturbations causées par le soulèvement des Andes, la trace des failles qui ont donné passage aux roches de labradorite.

En suivant ces failles depuis la côte jusqu'au sommet des Andes, on reconnaît qu'elles courent parallèlement aux vallées transversales du Chili, occupent tantôt le fond de ces vallées, tantôt le sommet des petites chaînes

qui s'étendent depuis la Cordillère jusqu'à la côte. La vallée du Cachapoal, depuis le confluent du rio Alaro jusqu'à sa source au pied du cerro de la Cruz de Piedra, se dirige vers l'est un peu au nord; elle est dominée au nord par les montagnes d'Athise, dont le prolongement va rencontrer un rameau de cordillère qui se rattache au massif de la Cruz de Piedra, et c'est sur cette ligne où l'on voit souvent percer les labradorites que se trouvent les mines de cuivre du département de Rancagua.

La vallée du Maipo, depuis la Junta jusqu'au confluent du Colorado, se trouve également dominée de part et d'autre par des chaînes de montagnes qui affectent une direction est-ouest et dans lesquelles on rencontre de nombreux massifs de labradorite et des minerais de cuivre. A l'est du Colorado, cette vallée change de direction et remonte vers le sud-est; mais à partir de ce point et sur le prolongement de sa direction s'élève une ligne de montagnes neigeuses qui se prolonge jusqu'à la base du Tupungato. Les roches de labradorite se montrent également près de la pointe de Cuncou, un peu au nord de Valparaiso, et, à partir de ce point, elles reparaissent sur le rameau de la Campana de Anillata, sur la crête qui rattache cette montagne au cerro del Roble, dans le voisinage des mines de Calco, à Tavon et vers la côte de Chacabuco, suivant ainsi la chaîne de montagnes qui longe au sud la vallée d'Aconcagua. Mais c'est surtout dans les provinces d'Aconcagua et de Coquimbo et sur le prolongement des failles qui se rapportent aux deux sommets les plus élevés des Andes, la montagne d'Aconcagua et le cerro del Mercedario, que les roches de labradorite sont sorties en plus grandes masses, en même temps que le soulèvement suivant la direction est-ouest est devenu plus manifeste. Ainsi depuis le cerro de la

Pila, situé un peu au nord de la côté de Pedernal, une chaîne de montagnes dont quelques sommets dépassent 3.000 mètres s'étend à l'ouest un peu sud jusqu'à la mer, où elle se termine à l'île de Pichidanqui; tandis que sa direction prolongée vers l'est va remonter le cerro du Mercedario. Or, si l'on calcule, à l'aide des données suivantes, la position de l'arc de grand cercle qui joint l'île de Pichidanqui à cette montagne, on trouve que son azimut au sommet du Mercedario est 80° 27′ 46″, la position géographique étant pour Pichidanqui : latitude 34° 7′ 55″ S., longitude 73° 56″ 24″ O., et pour le Mercedario : 31° 59′ 57″ et 72° 22′ 18″ O. D'une autre part, la montagne d'Aconcagua (latitude 32° 39′ 42″, longitude 72° 18′ 58″) se rattache par une suite non interrompue d'accidents stratigraphiques au cerro de Catemus, situé par les 32° 43′ 53″ S. et 73° 18′ 26″ O.; et l'arc de cercle qui joint ces deux points fait avec le méridien de la montagne d'Aconcagua un angle de 82° 11′ 54″, valeur très-rapprochée de la précédente et qui laisse déjà entrevoir le parallélisme de ces deux arcs. Enfin, si par la montagne d'Aconcagua on mène une parallèle à l'arc Pichidanqui-Mercedario, on trouve pour son azimut 83° 53′ 44″, quantité qui ne diffère que de 1° 41′ 50″ de celle obtenue pour l'arc Catemus-Aconcagua. Si l'on considère que la plus grande amplitude des arcs déterminés à l'aide des points précédents atteint à peine un degré et demi, que les lignes stratigraphiques dont ils suivent les directions ont été fortement disloquées lors du soulèvement de la chaîne principale des Andes, cette différence de 1° 40′ doit paraître bien petite en présence de tant de causes d'erreur. En prolongeant vers l'est l'arc qui joint Pichidanqui et le cerro de Mercedario, on reconnaît qu'il passe très-près du point indiqué par M. Élie de Beau-

mont comme centre du pentogone de Sainte-Hélène : les coordonnées de ce point sont en effet : latitude 10° 4′ 31″ S., longitude 11° 45′ 15″ O. ; et si l'on calcule le lieu où le cercle précédent vient couper le méridien de ce point, on trouve que cette intersection se vérifie par 11° 7′ 47″ S., latitude qui ne diffère que de 1° 3′ 16″ de celle du centre de ce pentagone. La distance de ce centre et du cerro du Mercedario étant de plus de 60°, cette différence ne doit influer que fort peu sur la valeur des azimuts ; on peut donc remplacer le premier arc par un autre qui joindrait le sommet du Mercedario avec ce centre, et l'on trouve alors que son azimut est 82° 50′ 50″ au lieu de 80° 27′ 46″ obtenu pour le cercle déterminé directement. Cette différence de 2° 33′ 4″ dépendant très-probablement des erreurs dues au peu d'amplitude de l'arc observé, nous choisirons de préférence le dernier cercle pour y rapporter les autres directions qui se rattachent à ce système de lignes stratigraphique, nous réservant d'ailleurs de le modifier de nouveau si les recherches postérieures en font sentir la nécessité. Les lignes stratigraphiques qui dépendent de ce système sont si souvent interrompues par les failles dues au soulèvement de la chaîne principale des Andes, qu'il est fort difficile de les suivre sur une longueur assez considérable pour en fixer les directions avec exactitude ; nous avons donc pensé qu'après avoir déterminé les directions des arcs Pichidanqui-Mercedario et Catemus-Aconcagua, qui sont les seuls que l'on puisse suivre sans interruption sur une longueur de plus d'un degré, il serait plus exact de calculer les longueurs des perpendiculaires abaissée de tous les points où les couches des marnes salifères ont été relevées sur l'un de ces arcs. Si ces perpendiculaires correspondent, en effet, à des points situés sur

des arcs parallèles aux précédents, elles doivent se présenter par groupes de valeurs sensiblement égales. Enfin, si l'on considère que dans toute la partie située à l'ouest de la cordillère l'angle du cercle de comparaison avec le méridien s'écarte peu de 90°, on pourra pour une première approximation substituer aux perpendiculaires les parties de méridien interceptées entre ces points et le cercle de comparaison qui doivent, en effet, différer fort peu des longueurs des perpendiculaires. En appliquant cette méthode aux points situés dans l'intervalle compris entre le rio d'Aconcagua et le Maipo, on obtient les deux groupes suivants :

DÉSIGNATION DES POINTS.	LATITUDE.			INTERSECTION des méridiens.			LONGUEUR des parties interceptées.		
1er groupe.									
Tupungato.	33°	16′	50″	31°	56′	15″	1°	20′	35″
San Cristoval.	33	26	29	32	3	22	1	22	7
Cerro de la Petaca.	23	24	38	32	5	14	1	19	24
Cerro de la Palmilla.	33	31	2	32	7	10	1	33	52
Cerro de Mittin.	33	33	46	32	8	15	1	25	31
2e groupe.									
Cerro de San Ramon.	33	29	4	32	2	9	1	26	55
Cerro de Tango.	33	35	39	32	3	51	1	31	48
Cerro de Chinique.	33	38	11	32	5	55	1	32	16
Cerro de Huechum.	33	41	9	32	6	43	1	34	26
Cerro de San Diego.	33	40	27	32	7	47	1	32	40

Le premier de ces groupes correspond à une suite d'accidents stratigraphiques qui se montrent sans interruption depuis le Tupungato jusqu'à la côte. Ainsi dans l'intervalle compris entre cette montagne et le cerro de San Cristoval, la vallée du Mopocho et celle du rio Colorado se trouvent situées sur l'arc qui joint ces deux points, ainsi que le sol qui rattache le massif du cerro del Plomo à celui de San Ramon. Plus à l'ouest, le même arc passe par le col de Rodo, que traverse la route de Santiago à Valparaiso, et se trouve

situé un peu au sud du cerro de la Petaca; il longe ensuite la petite chaîne des cerros de Ivacache et coupe la chaîne la plus occidentale vers le col de la Calavera, d'où il se dirige vers la mer en suivant la direction de la Quebrada-Honda. Le second se rapporte à des points tous placés sur la chaîne qui longe au nord la vallée du Maipo et la branche principale du rio Colorado. Enfin des failles suivant la même direction se font encore remarquer entre la vallée du Maipo et celle du Cachupoal; telle est entre autres celle qui, partant de la base du volcan de Maipo, suit la vallée du rio del Volcan, la chaîne de San-Pedro-Nolasco, forme l'argostura de Paive et se prolonge à travers les montagnes d'Alhüe.

Au nord du cercle de comparaison, des accidents semblables se font remarquer dans les provinces de Coquimbo et d'Atacama; enfin la direction est-ouest qu'affectent quelques lignes trachytiques du plateau bolivien et vers lesquelles les marnes salifères se trouvent relevées, semblent aussi se rapporter au même système. Telle est la grande ligne trachytique qui, partant du col d'Amomasca passe au cerro de Saajama, à Ayouyo, entre Oruro et Sicasica, et va se perdre dans la cordillère de Quinsacruzes, où les dernières couches soulevées se rapportent à la formation des marnes salifères. Ainsi, les failles qui se rapportent à ce soulèvement se montrent dans tout l'intervalle compris entre le rio Cachapoul et le parallèle de Sicasica, occupant une zone dont la largeur dépasse 16°. Les principaux cols qui forment les passages des Andes appartiennent à ces accidents stratigraphiques, qui se prolongent à l'est de cette chaîne, où ils disparaissent dans les vastes plaines des Pampas.

Le cercle de comparaison de ce système coupe la côte

orientale de l'Amérique, à peu de distance de l'île de Sainte-Catherine; continuant ensuite sa marche vers le nord-est, il laisse un peu au sud les îles de Martin-Vaz et de Sainte-Hélène, passe à environ un degré au nord de l'île de Saint-Thomas, et rencontre la côte d'Afrique, près du cap Lopez-Gonsalvo. En traversant ce continent, il rencontre les montagnes du Djebel-el-Kamar, coupe ensuite l'Arabie parallèlement au golfe d'Aden, traverse la chaîne de l'Himalaya un peu au nord du Dhawalagiri, et sortant du continent asiatique près de l'embouchure du Kiang, traverse l'île de Soufre, les îles Marshal, l'archipel de Pomotou, les îles de Pâques et Juan Fernandez; suivant ainsi la direction de cette longue traînée d'îles qui se détachant du continent asiatique, se prolonge jusque vers l'Amérique du Sud.

Système de la chaîne occidentale du Chili.

Les trois soulèvements qui ont successivement relevé les couches du terrain de transport, des terrains tertiaires et des marnes salifères, ne sont pas les seuls dont le Chili conserve des traces. Les grès rouges dont nous avons déjà signalé le gisement dans la cordillère des Andes et dans les chaînes de second ordre qui s'étendent à l'ouest, ainsi que les porphyres stratifiés qui jouent un rôle si remarquable dans la géologie du Chili, présentent leurs strates redressées suivant une direction nord-sud, un peu inclinée au nord-est. Cette direction paraît d'abord se confondre avec celle du système de la chaîne principale des Andes, et l'on serait ainsi conduit à rapporter à la même époque le redressement de ces couches; mais lorsqu'on étudie avec détail la relation du grès rouge avec les formations qui lui sont supérieures, on reconnaît, dans beaucoup de localités, une discordance de stratification non-seulement entre les couches de ces grès et celles des terrains tertiaires, mais encore entre ces mêmes couches et celles des

marnes salifères; discordance qui indique évidemment un ordre d'accidents stratigraphiques antérieurs au dépôt de ces marnes. D'une autre part, ces dislocations se trouvent en rapport avec la présence de roches syénitiques, qui se sont fait jour par des failles dirigées du sud au nord, et c'est sur les bords de ces failles que les porphyres stratifiés se montrent surtout à découvert. Ces dernières roches, qui occupent au Chili la place des psammites et des schistes bitumineux, que l'on trouve plus au nord, paraissent devoir leur état actuel à l'action des masses syénitiques. La ligne de contact de ces roches présente en effet les traces d'une action puissante, des fragments, souvent très-volumineux, de porphyre se trouvent enveloppés par la roche endogénique; ils sont souvent si nombreux qu'il en résulte une sorte de brèche à gros fragments de porphyre et à pâte syénitique. Cette dernière roche remplit en outre toutes les fractures des strates porphyriques, et lorsque celles-ci présentaient une certaine largeur, la syénite y a conservé ses caractères minéralogiques, tandis que dans les fissures plus étroites elle est remplacée par des veines de quartz et d'épidote. Enfin, lorsqu'on s'éloigne de la ligne de contact, l'épidote devient de plus en plus rare, les porphyres prennent une texture plus terreuse, et finissent, à une certaine distance, par être remplacés par des schistes argileux ou des grès feldspathiques. De son côté, le grès rouge participe aux mêmes métamorphoses, et se change en porphyre au voisinage des roches syénitiques. Nous avons insisté sur les phénomènes que présente le contact de ces deux roches, non-seulement pour faire ressortir la puissante action exercée par les masses syénitiques, mais encore pour rappeler les caractères qui nous ont servi souvent à reconnaître une même formation sous ces divers aspects. Dans des

terrains aussi puissamment bouleversés que ceux qui s'étendent à l'ouest des Andes, au milieu de cette innombrable variété de roches, qui changent d'aspect à chaque pas, il est souvent difficile de reconnaître l'origine de chacune d'elles, et ce n'est qu'en les étudiant sous leurs différents aspects que l'on peut espérer d'y arriver. Or, dans l'Amérique du Sud, et peut-être sur le reste du globe, chaque soulèvement a été caractérisé par l'arrivée au jour d'une roche endogénique de nature particulière, et chacune de ces roches a exercé une action métamorphique spéciale sur les couches qui se trouvaient dans son voisinage. Ainsi, le soulèvement de la chaîne principale des Andes a été caractérisé par l'émission des trachytes et la décomposition des roches voisines par des vapeurs acides. L'arrivée au jour des roches de labradorite correspond au soulèvement des marnes salifères et à la formation des amygdaloïdes, tandis que les porphyres stratifiés et les roches à base d'épidote correspondent à l'apparition des syénites et au soulèvement du grès rouge. Cette spécialité d'action des roches endogéniques correspondant à chaque soulèvement se retrouve dans la nature même des filons métallifères qui s'y rapportent. Les filons argentifères sont en rapport avec les roches trachytiques; ceux de cuivre se lient à l'action des roches de labradorite, tandis que les terrains en contact avec les masses syénitiques sont caractérisés par les pyrites aurifères.

Le relèvement des couches du grès rouge et l'émission des roches syénitiques étant deux phénomènes simultanés, on peut choisir indifféremment pour déterminer la direction de ce système de lignes stratigraphiques, soit l'observation directe de la direction des strates, soit celle des failles qui ont donné passage aux syénites. Nous ferons remarquer toutefois que les

soulèvements postérieurs à l'émersion des grès rouges ayant puissamment modifié la position primitive du plan des strates, leur direction actuelle se trouve compliquée de tous ces mouvements postérieurs et ne peut conduire qu'à des résultats peu exacts; tandis que les failles correspondantes n'ayant éprouvé de déplacements sensibles que dans le sens vertical, leur direction doit être aujourd'hui fort peu différente de ce qu'elle était lors de leur formation. Or la présence des roches syénitiques qui occupent l'axe de ces failles permet de la suivre sur de grandes distances et à travers les autres systèmes stratigraphiques et par conséquent d'en déterminer la direction avec beaucoup plus d'exactitude. Parmi ces failles, une des plus remarquables est celle qui commence sur les bords du Cachapoul, près du confluent du rio Claro, traverse les montagnes de Alhüe et suivant la base occidentale de la chaîne médiane du Chili, se prolonge vers le nord jusqu'au rio de Choupa. Sur toute cette longueur de plus de 50 lieues, les syénites se montrent à découvert et disparaissent seulement par intervalles très-courts sous les marnes gypseuses. En calculant l'azimut de l'arc de cercle qui joint la montagne de l'Oreon-de-Piedra (latitude 33° 49′ 48″ S., longitude 73° 18′ 23″ O.) et le cerro del Chamuscado (latitude 32° 8′ 9″ S., longitude 72° 56′ 50″ O.), situés l'une près de l'extrémité sud et l'autre près de l'extrémité nord de cette faille, on trouve pour cet azimut compté du nord à l'est et pris sur l'horizon de l'Oreon-de-Piedra, 10° 10′ 48″. En construisant ensuite cet arc de cercle, on reconnaît qu'il suit très-exactement la ligne syénitique; ainsi il s'en écarte seulement de 18″ au cerro de Chiñigue, de 15″ au cerro de la Petaca; il passe très-sensiblement au milieu de la masse syénitique située

à la base del alto de Putacudo et rencontre ces mêmes roches dans les points où elles traversent la vallée de la Ligua et du Sobrante.

D'autres failles, qui ont également donné passage aux roches syénitiques, se montrent encore à la base occidentale des Andes et jusque vers la ligne de faîte. Comme elles se trouvent très-rapprochées les unes des autres et que d'une autre part les syénites, presque toujours cachées par les marnes gypseuses, ne s'y montrent qu'en masses isolées, il est plus difficile d'en fixer la direction avec exactitude. Ces failles partent généralement des sommets les plus élevés des Andes, coupent l'axe de cette chaîne sous un angle très-aigu et, après avoir longé quelque temps la base occidentale, se perdent sous les terrains de transport de la grande vallée longitudinale. C'est ainsi que les syénites qui se montrent à la base occidentale de la montagne d'Aconcagua se dirigent d'abord au sud un peu ouest en suivant la vallée de las Cuevas; elles disparaissent ensuite sous les marnes salifères qui forment le massif du Juncal, reparaissent au sud de cette montagne dans la vallée du rio Colorado, dans celle du rio del Yeso et traversant la cordillère de la Compañia, se montrent de nouveau dans la vallée du Cachapoul. L'azimut de l'arc de cercle qui joint le cerro de San-Pedro-Nolasco (latitude 33° 53′ 44″, longitude 72° 31′ 55″) et la montagne d'Aconcagua (latitude 32° 39′ 42″, longitude 74° 18′ 58″), pris sur l'horizon de San-Pedro-Nolasco, est de 8° 31′ 24″. Il diffère seulement de 1° 39′ 4″ de celui de l'arc qui passe par l'Oreon-de-Piedra, et cette différence serait encore moindre si l'on choisissait l'un de ces points pour centre de réduction.

Les syénites se montrent encore à l'est des Andes du

Chili, où elles suivent la direction de failles parallèles à celles que nous venons de considérer, de telle sorte que ces roches se trouvent distribuées sur une zone d'environ deux degrés de largeur un peu inclinée à l'axe actuel de la chaîne principale des Andes et renfermant les sommets les plus élevés de cette chaîne. Si l'on prolonge le premier arc qui, à cause de sa longueur de plus de 2 degrés, nous paraît être celui qui représente le plus exactement la direction de ce système de failles, on reconnaît qu'il suit dans le nord du Chili la base occidentale des Andes, où les syénites se montrent souvent à découvert, ainsi que les couches relevées du grès rouge. De là il passe un peu à l'est d'Oruro, vers la cordillère de San-Pedro, où les grès rouges sont encore redressés; il coupe ensuite la cordillère de Quinsacruzes dans sa partie la plus élevée et marche parallèlement à la chaîne de montagnes qui sépare le rio Beni du Marnore, passe près des sources de l'Orénoque et sort du continent américain quelques minutes à l'est de Cumana. Prolongé vers le sud, il suit d'abord la grande vallée longitudinale du Chili jusque sous le parallèle d'Osorno, puis la côte du golfe d'Ancud, traverse les îles de Wellington, de Madre-Dios et de Cambridge, abandonnant les terres australes au point où la côte change de direction et pénètre dans le détroit de Magellan. A part la région encore peu connue qui s'étend entre la chaîne orientale des Andes et le Vénézuéla, on voit que les grès rouges se montrent presque constamment à découvert sur le passage de cet arc, depuis l'extrémité sud du continent Américain jusqu'au Vénézuéla, où il traverse encore les grès de la Sierra-Rarinu. Les autres localités où se montre cette formation, telles que la cordillère du Colorado en Bolivie, la partie des Andes de Quito qui se prolonge

jusqu'à Cuença et où M. de Humboldt a indiqué une puissante formation de grès rouge, suivent encore des directions parallèles à celles de cet arc. La première chaîne se trouve très-sensiblement sur le prolongement d'une faille où les roches syénitiques se montrent fréquemment et qui vient se terminer à la côte tout près de Cobija; quant à la seconde, elle se trouve beaucoup plus à l'ouest et peut-être est-elle le résultat d'un transport parallèle de cette même faille qui aurait eu lieu à sa rencontre avec la chaîne orientale des Andes, ainsi que nous l'avons déjà indiqué pour l'arc de cercle qui représente l'axe trachytique.

La position du centre du pentagone du Chili étant : latitude 39° 43′ 35″,9, longitude 75° 27′ 48″. on voit que le cercle dont nous venons de suivre la marche sur le continent n'en passe qu'à une petite distance. Si l'on calcule, en effet, le lieu où il vient couper le parallèle de ce point, on trouve 74° 41′ 6″ au lieu de 75° 27′ 48″, ce qui donne une différence de 46′ 42″. Son azimut sous ce parallèle est de 11° 1′ 15″ et celui de l'un des cercles primitifs du pentagone de 8° 43′ 26″,7, valeur qui ne diffère que de 2° 17′ 48″ de la précédente. Il existe ainsi un rapport remarquable entre les directions de ces deux cercles qui ne diffèrent que d'un très-petit nombre de degrés, différence qu'il est rationnel d'attribuer aux ondulations de la faille de 2 degrés de longueur qui nous a servi de point de départ. Le centre du pentagone se trouvant d'ailleurs situé à l'ouest des terres américaines ne peut correspondre à cette faille, mais bien à l'une de celles qui viennent se terminer à la côte; or le cercle du pentagone vient couper le parallèle de Cobija par les 72° 39′ 24″. La longitude de ce point est 72° 41′ 34″; c'est donc 2′ 10″ à l'est et vers l'extrémité même de la faille qui part de la cordillère

du Colorado et vient se terminer vers cette partie de la côte.

La grande analogie qui existe entre les grès rouges du Venezuela, de la Nouvelle-Grenade, de l'Équateur, et ceux du Chili et de la Bolivie, nous avait porté à les considérer comme des dépôts formés à une même époque; le redressement de ces couches suivant des directions parallèles établit définitivement leur contemporanéité : or, ce fait une fois admis, il est facile de se former une idée générale de la configuration des terres américaines avant le soulèvement qui a émergé les couches de cette formation. Ces grès recouvrent de grandes surfaces dans le Venezuela et la Nouvelle-Grenade, ils forment la base qui supporte les formations plus récentes des Andes de Quito, ils reparaissent sur le plateau Bolivien, et, se prolongeant de là vers le sud, forment également la base des Andes du Chili, d'où ils s'étendent à l'est sous les terrains plus récents des Pampas. Supposons pour un instant que la mer vienne recouvrir tout l'espace occupé par ces terrains et les formations plus modernes, il ne restera plus alors à découvert que les espaces occupés par le terrain des gneiss et des schistes talqueux, par celui des schistes ardoisiers et des quartzites, et enfin par les psammites et les calcaires carbonifères; et comme ces terrains se trouvent séparés par de grands intervalles occupés par le grès rouge ou par des formations plus récentes, on voit que les terres américaines ne présentaient plus alors une surface continue, mais une grande île centrale, autour de laquelle venaient se grouper d'autres îles plus petites disséminées sur l'espace occupé aujourd'hui par ce continent. Au nord de cette partie centrale, les gneiss et granites qui s'étendent sur la côte du Venezuela depuis le golfe de Maracaïbo jusqu'à Cu-

de longitude occidentale, rencontre l'Amérique du Nord près de l'embouchure du fleuve Saint-Laurent, traverse ensuite la baie de Baffin dans sa partie la plus septentrionale, pénètre en Asie un peu à l'est du cap Nord, traverse également les îles de Hai-Nan et de Borneo, et laisse un peu à l'est la côte de la Nouvelle-Hollande. Enfin le système des chaînes transversales du Chili, dont nous avons déjà tracé la position sur le globe, traverse des contrées non moins éloignées de l'Europe. Il n'est donc pas possible de s'appuyer sur aucun de ces systèmes pour établir une concordance géologique entre les terrains de l'Amérique du Sud et les formations européennes. Malgré cette indépendance absolue des systèmes stratigraphiques, il existe néanmoins une analogie remarquable dans la succession des phénomènes géologiques qui se sont manifestés dans les deux continents. En Europe, le dernier soulèvement est caractérisé par l'apparition de nombreuses bouches volcaniques échelonnées sur une ligne qui s'éloigne seulement de quelques degrés de la direction méridienne. L'ouverture des évents volcaniques des Andes signale également, dans l'Amérique du Sud, l'époque d'un dernier soulèvement dont la direction se rapproche également de celle du méridien. Le soulèvement qui a produit les montagnes les plus élevées de l'Europe, celui de la chaîne principale des Alpes, a redressé les dernières couches du terrain lacustre, et se trouve caractérisé par l'apparition des roches trachytiques qui occupent le plateau central de la France. La partie la plus élevée de la Cordillère des Andes a également été soulevée vers la fin du dépôt des terrains tertiaires de l'Amérique, et les grandes failles ouvertes à cette époque ont donné passage aux roches trachytiques de cette contrée, seulement ici les chaînes ne sont plus orientées de la même

manière par rapport aux contrées qu'elles traversent, et tandis que les lignes stratigraphiques du système des Alpes se rapprochent de la direction est-ouest, celles des Andes se confondent sensiblement avec le méridien. Les couches qui se sont succédé, depuis le grès rouge jusqu'aux dépôts tertiaires soulevés par les Andes, présentent dans l'ordre de leur succession des circonstances tout à fait semblables à celle que l'on observe en Europe, dans la série comprise depuis le trias jusqu'aux terrains crétacés. Ce sont d'abord des grès verdâtres remarquables par la présence des minerais de cuivre qui s'y trouvent si abondamment répandus qu'ils doivent être considérés comme un caractère distinctif de ces dépôts, ainsi qu'on l'admet pour les schistes cuivreux du zechstein; puis des marnes gypseuses et salifères offrant les mêmes teintes variées que les marnes irrisées de l'Europe; puis enfin des calcaires compactes renfermant dans les couches inférieures de nombreux restes de polypiers rappelant le coral-rag, et dont les couches supérieures présentent quelques-uns des fossiles qui caractérisent le terrain crétacé. Ainsi dans les deux continents des couches de même nature se succèdent dans le même ordre, depuis le grès rouge jusqu'aux derniers terrains de transport.

Le cercle de comparaison du système du Ténare et celui qui passe par le centre du pentagone du Chili, se coupent, à très-peu près, à angle droit, circonstance qui, en se laissant guider par le rapport qui existe entre l'ordre de succession des soulèvements et leurs directions relatives, indiquerait que ces deux soulèvements se sont immédiatement succédé, circonstance que semble confirmer l'aspect récent des terrains de transport de l'Amérique, où l'on rencontre encore une grande quantité de débris organiques peu altérés.

Toutefois, la condition de perpendicularité des lignes stratigraphiques appartenant à des systèmes de soulèvements qui se sont succédé, est loin de se vérifier pour ceux de l'Amérique du Sud. Ainsi, le système de la chaîne principale des Andes, dont le soulèvement a précédé immédiatement celui de la côte du Chili, présente une direction qui ne diffère que de quelques degrés de celle de ce dernier. Le système des chaînes transversales forme, avec celui de la chaîne principale, un angle d'environ 80°, et de 72° avec celui de la chaîne occidentale; rien n'indique donc que ce rapport de perpendicularité, constaté pour quelques-uns des derniers soulèvements qui se sont manifestés en Europe, soit un fait général et applicable aux autres contrées du globe. Revenant à la position relative des différentes couches du continent américain et à leur analogie avec celles de l'Europe, on voit que, considérées dans leur ensemble, elles reproduisent assez exactement toute la série des terrains de l'ancien continent, mais qu'en même temps il n'est pas possible d'y établir des subdivisions aussi nombreuses. Si l'on admet le parallélisme du grès rouge de l'Amérique avec celui de l'Europe, il en résulte que depuis cette époque jusqu'à la fin des dépôts quaternaires, le sol de cette contrée n'a éprouvé que cinq soulèvements, tandis que l'Europe en compte treize. Cette rareté des soulèvements, qui se trouve d'ailleurs en rapport avec la figure régulière du continent sud-américain, a dû laisser se déposer paisiblement et se confondre en une seule série de couches parallèles, plusieurs formations qui existent séparées dans l'ancien continent. Tel est, entre autres, l'ensemble des couches qui se succèdent depuis les grès cuivreux qui supportent les marnes salifères jusqu'aux derniers calcaires, dont les fossiles rappellent ceux des terrains

crétacés, et qui renferment probablement, réunis en une seule formation, le trias ainsi que les divers étages des terrains jurassiques et de la craie.

NOTES.

NOTE (1). — M. d'Orbigny attribue à ces vallées une tout autre origine, il suppose qu'à la suite du soulèvement de la chaîne des Andes, les eaux de la mer auraient éprouvé un balancement qui les aurait lancées par-dessus les Cordillères, et que c'est au mouvement de cette puissante masse liquide qu'il faut attribuer le versement des vallées du désert d'Atacama. Les recherches auxquelles nous nous sommes livré relativement à la position de ces vallées ne nous permettent pas de partager cette opinion; nous pensons même que celles qui auraient pu être produites par l'écoulement des eaux du lac Bolivien, ne sont qu'un cas exceptionnel; le plus grand nombre nous paraît être dû à l'action d'anciens cours d'eau qui se seraient desséchés par suite d'une modification graduelle du climat de cette région. Lorsqu'on remonte en effet ces vallées jusqu'à leur origine, on les voit se ramifier en un grand nombre de ravins qui se prolongent jusqu'au sommet des montagnes en suivant indifféremment toutes les directions; bien plus, comme le désert se trouve traversé par plusieurs chaînes parallèles dirigées du sud au nord, les deux versants présentent des vallées dirigées en sens inverse, et dont les unes offrent par conséquent une direction tout à fait opposée à celle qu'elles auraient eu si elles étaient le résultat du mouvement d'une masse d'eau se précipitant des hauteurs des Andes. Le changement de climat sur lequel nous nous sommes appuyé pour expliquer l'extinction des cours d'eau qui ont produit ces vallées se trouve d'ailleurs justifié par les restes d'une végétation arborescente dont on retrouve fréquemment les débris dans les parties les plus arides du désert, et dont l'espèce la plus répandue appartient au *prosopis siliquatrum* qui croît encore abondamment dans les plaines arrosées du Pérou et du Chili,

Note (2). — Les points culminants de la Cordillère du Chili ont été reliés à la chaîne de triangles qui s'étend actuellement sur les provinces de Santiago, d'Acungua et de Coquimbo; ce qui a permis de calculer leurs altitudes par de nombreuses observations de distances zénitales et de comparer les résultats fournis par les observations faites des différents sommets de cette chaîne de triangles. Le tableau suivant contient les positions géographiques et les altitudes des points culminants.

SOMMETS.	LATITUDE S.	LONGITUDE E.	ALTITUDE.
Cerro del Mercedario.	32° 0′ 5″4	0° 32′ 49″0	6798m,50
Cerro de la Ramada.	32 5 8 6	0 32 40 2	6347 20
Montagne d'Aconcagua.	32 29 42 5	0 36 34	6834 40
Cerro del Juncal.	33 3 51 3	0 32 21 2	5962 60
Tupungato.	33 16 50 0	0 48 29 0	6526 80
Cerro del Romo.	38 13 0 0	0 24 32 0	5433 00
Volcan de Maipo.	33 44 27 0	0 46 48 0	5384 00

Les longitudes sont rapportées au méridien de Santiago, situé 72°55′30″ à l'ouest de celui de Paris.

Il résulte de ces observations que les sommets les plus élevés des Andes se trouvent accumulés sur un espace de moins de deux degrés, espace très-petit comparativement à l'étendue de cette chaîne. Parmi ces sommets il y en a deux : le Mercedario et la montagne d'Aconcagua, dont l'altitude dépasse celle du Chimborazo; le Tupungato ne lui est inférieur que de 3 mètres, et les autres points dépassent les altitudes des autres sommets des Andes de Quito.

Note (3). — Les cartes les plus récentes de l'Amérique du Sud indiquent dans cette partie des Andes plusieurs volcans qui n'existent point en réalité, et la plupart de ces noms se rapportent même à des montagnes entièrement formées de roches stratifiées : tels sont les volcans de Copiapo, de Coquimbo, de Choapu, de los Patos et d'Aconcagua; il est probable que les nuages qui stationnent souvent sur les sommets les plus élevés auront été pris pour des fumées volcaniques et donné lieu à cette erreur dont il nous a été impossible de découvrir l'origine. Les volcans en activité n'existent plus depuis des siècles dans la partie moyenne de l'Amérique, et se trouvent actuellement relégués aux deux extrémités de ce continent, dans les Andes de Quito et les provinces australes du Chili. Le

volcan du Descabegado, celui des volcans actifs du Chili qui s'avançait le plus vers le nord, est remplacé par une solfatare qui s'est ouverte à peu de distance, et l'on sait que ce phénomène signale ordinairement le dernier effort de l'action volcanique.

NOTE (4). — Les porphyres résultant de l'action des masses de labradorite sur les couches du grès rouge, sont entièrement différents de ceux qui appartiennent à la grande formation des porphyres stratifiés. Ils se composent d'une pâte généralement assez tendre, le plus souvent d'un brun violacé, dans laquelle se trouvent disséminés de grands cristaux de labradorite, remarquables par leurs dimensions et leur forme aplatie, ainsi que quelques cristaux noirs qui paraissent appartenir à l'hypersthène, et quelques parcelles de fer oxydulé. Lorsqu'on suit une de ces couches de porphyre jusqu'au contact de la masse de labradorite, on la voit se changer graduellement en amygdaloïde; les cristaux d'hypersthène se déforment les premiers et se changent en de petites masses arrondies, creuses et tapissées intérieurement de cristaux aciculaires d'un vert foncé; le feldspath éprouve des changements analogues, et bientôt toute la masse ne présente plus aucune trace de cristaux, mais un grand nombre de globules offrant les combinaisons les plus variées. Ainsi l'on y rencontre à la fois, souvent même sur un petit fragment, l'agate, le carbonate de chaux spathique, la stilbite et la prehnite. Cette dernière substance y est souvent colorée en vert par l'oxyde de cuivre et contient quelquefois du cuivre natif. La masse endogénique qui a produit ces réactions se présente également sous divers aspects que nous croyons utile d'indiquer. Cette roche perce indistinctement toutes les formations, depuis le granite jusqu'au calcaire qui recouvre les marnes salifères; elle y forme de minces filons, des dykes puissants, et quelquefois même de petites collines. Les dykes qui traversent les roches granitiques présentent de larges facettes de labradorite offrant souvent l'éclat chatoyant qui caractérise cette substance. L'hypersthène s'y montre aussi en larges facettes noires ou d'un vert très-foncé; et, parmi les autres substances qui leur sont associées, on remarque constamment le fer oxydulé et la pyrite cuivreuse. Lorsqu'elle traverse les porphyres stratifiés, le grès rouge ou les marnes gypseuses, cette roche, tout en conservant les

mêmes éléments, change tout à fait d'aspect. Le labradorite y forme une pâte compacte d'un gris clair, dans laquelle se trouvent implantés les cristaux d'hypersthène. Sous cet état, les masses affectent presque toujours une division prismatique qui leur donne l'aspect du basalte, dont elles ne diffèrent d'ailleurs que par l'absence du pyroxène et la rareté du fer oxydulé. C'est sous cet aspect que cette roche se présente au cerro de Sainte-Lucie, monticule qui s'élève au milieu de la ville de Santiago et dans la plupart des autres localités où elle forme de petites montagnes isolées.

NOTE (5). — La transformation du conglomérat ponceux en domite est un fait qui se vérifie dans un grand nombre de localités de l'Amérique. La couche qui, dans les environs de la Ruz, se trouve intercalée entre le terrain lacustre et celui de transport, passe souvent à cette dernière roche ; ce passage s'observe toutes les fois que les cendres trachytiques se présentent sans mélange de matières argileuses et de fragments volumineux d'autres roches; et comme ici rien n'indique une action volcanique, il est probable que la consolidation de ces matières pulvérulentes a eu lieu par une réaction chimique exercée sur les éléments du feldspath et qui a produit le silicate alumineux qui leur sert de ciment. Ce phénomène serait analogue à celui qui a été étudié par M. Delesse dans certaines couches feldspathiques du terrain de transition des Vosges qui passent d'une manière insensible à des porphyres (*Annales des mines* de 1853, t. III, p. 747 : Grauwake). Quoi qu'il en soit de la cause de cette consolidation, le même passage des conglomérats aux domites se reproduit sur la côte du Pérou et au Chili, dans toutes les parties où les cendres feldspathiques se trouvent en quantité dominante.

(Pour les coupes géologiques, voir les Pl. III et IV qui sont jointes à ce mémoire.)

ÉPURATION DE LA HOUILLE.

Par M. Aristide BÉRARD.

Un siècle s'est à peine écoulé depuis que les combustibles mineraux ont fait leur entrée dans l'industrie moderne, et déjà leur influence est immense; mais à mesure que l'emploi de la houille s'est généralisé, que son rôle a grandi, que les connaissances techniques et scientifiques se sont répandues, on a mieux compris l'importance de toutes les considérations qui se rattachent à la consommation de ce précieux agent de calorique et de force. En première ligne est venue se placer la question relative à sa pureté et au rôle que cette pureté exerce dans les innombrables opérations auxquelles il concourt. Il y a peu de temps encore qu'on se préoccupait à peine de cet intéressant sujet: il fixe aujourd'hui l'attention des hommes techniques et des économistes.

Une des premières pensées qui devaient naître dans l'esprit de l'observateur était de chercher une meilleure utilisation des menus charbons sans aucun emploi dans plusieurs localités, en raison de leur extrême impureté, et ayant partout une moindre valeur que les gros fragments. C'était un triste spectacle de voir, il y a peu d'années encore, dans le bassin de Newcastle, notamment, des menus charbons employés à former des remblais de chemin de fer ou à combler des marais. Ceci était le cas le plus favorable aux exploitants, qui trouvaient ainsi un écoulement à leurs menus et le moyen de s'en débarrasser sans avoir de nouveaux frais à supporter; car

le plus souvent c'était en faisant brûler ces fins charbons sur le bord du puits d'extraction qu'on arrivait à les anéantir : il fallait alors payer la valeur du sol occupé par les résidus et des indemnités aux propriétaires voisins en raison des vapeurs sulfureuses si nuisibles à la végétation.

Sur le continent, les menus étaient plus généralement utilisés, quoique très-imparfaitement : leur valeur atteignait à peine le tiers de celle du gros charbon. Il y a tout au plus vingt-cinq ou trente ans que le coke fait à Saint-Étienne était obtenu avec du charbon en fragments d'un assez gros volume (gaillette et péra) ; et cependant il n'est pas de localité où le menu charbon soit relativement plus pur et convienne mieux pour cette fabrication.

L'observation de l'influence, souvent radicale, qu'exerce dans les opérations métallurgiques la pureté des combutsibles m'avait conduit, dès les années 1834 et 1835, à rechercher s'il ne serait pas possible de se débarrasser, par des moyens suffisamment économiques et pratiques, des substances étrangères mêlées au menu charbon ; la différence de valeur entre le gros et le menu laissait une marge assez grande pour offrir des avantages sérieux, si surtout on arrivait à employer des moyens mécaniques peu coûteux.

Les substances mélangées au charbon sont généralement le schiste houiller intercalé en petites veines dans le dépôt charbonneux ; le sulfure de fer, ou pyrite, est plus généralement à l'état de rognons disséminés dans la masse au voisinage du toit ou du mur de la couche, ou en petites lamelles intercalées dans les plans de fissures du combustible ; quelques charbons renferment également du sulfate et du carbonate de chaux aussi disséminés en lamelles dans toute la masse, et se détachant

des surfaces extérieures avec une extrême facilité au moindre choc ou frottement; tels sont particulièrement les charbons du bassin de Newcastle.

Tous ces corps étrangers à la houille ont une pesanteur spécifique supérieure à celle du charbon : il me parut dès lors que la séparation pouvait s'effectuer en employant des moyens analogues à ceux usités dans la préparation mécanique des minerais; restait à déterminer le choix du meilleur procédé à mettre en usage.

L'expérience acquise dans les divers établissements que j'avais organisés dans les Alpes pour la préparation et le traitement des minerais de plomb argentifère et de cuivre, avait fait naître dans mon esprit une prédilection marquée pour le crible à secousse où le classement par ordre de densité s'effectue avec une si remarquable précision lorsque les matières ont été préalablement divisées par ordre de grosseur.

Mais tel que cet instrument fonctionne depuis des siècles dans le Hartz et généralement en Allemagne, il n'opère que sur de petites quantités et exige des frais de main-d'œuvre considérables qui peuvent bien être supportés par des matières métallifères dont la valeur est élevée, tandis que pour des menus charbons le moyen me paraissait à la fois insuffisant et industriellement inapplicable.

Avant même de songer à l'épuration de la houille, tout en admirant la précision du travail du crible à secousse, j'avais été frappé de l'imperfection du mode d'application du principe. Il me semblait préférable de rendre le crible fixe et de déplacer l'eau au lieu de soulever et abaisser directement la matière; on serait plus maître du travail et on arriverait plus sûrement par ce moyen à rendre l'opération mécanique et continue, double but que déjà je me proposais d'atteindre.

Je fis construire en 1833, aux mines de l'Argentière (Hautes-Alpes), que je réveillais d'une léthargie séculaire, un petit crible fixe dans lequel l'eau était mise en mouvement par un piston plongeur en bois : c'était le premier rudiment de ce qu'on a appelé plus tard le bac à piston. Les résultats sont constatés dans mon journal des opérations de la mine.

Qu'il me soit permis, en raison du rôle important que le principe du bac à piston est appelé à jouer dans la préparation mécanique des minerais, et qu'il joue déjà dans l'épuration de la houille, de jeter un coup d'œil historique sur l'origine de cet instrument.

Vers la même époque où je faisais mes premières expériences aux mines de l'Argentière sur le principe du bac à piston, des tentatives analogues étaient exécutées en 1835 à Aranydka près de Schmoellnitz dans la Haute-Hongrie sur des minerais de plomb, d'antimoine et de cuivre. Le résultat ne fut pas jugé satisfaisant en raison de l'inégalité de criblage dans les différentes parties du crible. Pour remédier à cet inconvénient on essaya de placer de petites cloisons verticales au-dessous de la plaque criblante, parallèment à la cloison de séparation du compartiment du crible d'avec celui où se meut le piston. L'effet ne fut pas sensiblement amélioré ; on abandonna ces tentatives.

Cependant, en 1840, M. de Carnall, actuellement directeur général des mines de Prusse, alors bergmeister à Tranowitz (Haute-Silésie), l'un des ingénieurs qui a fait faire en Allemagne le plus de progrès à l'art de la préparation mécanique, fit établir à la mine de Frederick des bacs à piston accouplés, mus à bras pour la préparation des minerais. Soit que les dispositions de construction aient été meilleures que celles adoptées en Hongrie, où que les minerais convinssent mieux, les

résultats furent plus satisfaisants, et aujourd'hui encore on fait usage de ces mêmes appareils.

Il paraîtrait que, peu de temps après, le bac à piston, analogue à celui de M. de Carnall aurait été introduit aux mines de Poullaouen, en Bretagne, pour la préparation mécanique des minerais de plomb et d'argent.

On voit, d'après cela, que le bac à piston, première transformation du crible à secousse, a pris naissance, à de courts intervalles de temps, en France d'abord, puis en Hongrie et en Prusse, sans que probablement il y ait eu aucune relation entre ces divers pays. Jusqu'alors l'application en était restreinte à la préparation mécanique des minerais, et l'usage très-peu étendu. L'Angleterre semble être restée étrangère à ce mouvement de progrès et n'avoir adopté que plus tard les résultats acquis sur le continent.

Déjà, en 1838, je communiquais à plusieurs personnes la pensée de faire subir aux menus charbons, pour les débarrasser des substances étrangères, les méthodes de préparation mécanique réservées jusqu'alors aux minerais, et je signalais l'emploi du bac à piston, considérablement modifié, comme devant résoudre le mieux ce problème. Un projet assez complet, soumis à diverses notabilités de l'industrie, reconnu juste en principe, souleva quelques objections sur les difficultés d'arriver à un prix de revient suffisamment économique de l'opération. Peu de temps après, quelques tentatives isolées et sans suite furent faites dans diverses localités comme essai de lavage des menus charbons; les résultats peu satisfaisants les firent généralement abandonner.

Convaincu de la vérité du principe, de la possibilité d'une bonne et utile exécution, je continuai mes études sur ce sujet, et en 1848 je pris des brevets dans toute

l'Europe pour un appareil d'épuration de la houille, fonctionnant d'une manière continue et entièrement mécanique. Des essais commencés à Anzin, puis continués à Bruxelles, sur une échelle manufacturière, fixèrent l'attention des hommes spéciaux sur cette importante question. C'est de cette époque que date l'origine de la révolution qui s'est opérée dans la métallurgie et la traction des chemins de fer, par la pureté des combustibles qui ont pu être fournis. L'initiative de cette idée féconde appartient donc exclusivement à la France; la Belgique a suivi l'exemple, en 1849, par des imitations imparfaites, puis l'Angleterre et l'Allemagne sont arrivées à la suite.

Nous n'entrerons point ici dans le détail des difficultés qu'il a fallu surmonter pour atteindre le degré de perfection auquel sont parvenus nos appareils; ces péripéties, inhérentes à toutes les créations, n'auraient qu'un intérêt historique secondaire; nous arriverons immédiatement aux derniers résultats obtenus, basés sur des faits acquis industriellement.

L'expérience de la préparation mécanique des minerais, d'accord avec les lois rationnelles de l'hydrodynamique, avait démontré la nécessité de faire précéder tout travail de séparation des matières par ordre de densité d'un classement préalable par ordre de grosseur. Cette règle générale devait également recevoir son application lorsqu'il s'agissait, dans des circonstances analogues, du traitement du charbon. Bien qu'en principe la séparation par ordre de densité soit d'autant plus parfaite que le classement par grosseur est plus régulier, cependant, dans la pratique, il fallait savoir où il convenait de s'arrêter pour éviter des complications toujours nuisibles : c'était là une étude préalable essentielle.

La matière a éliminer de la partie métallifère des minerais est sa gangue; dans le charbon, c'est le plus souvent le schiste houiller et le sulfure de fer. Prenons, par comparaison, un des cas de préparation de difficulté moyenne; supposons qu'il s'agisse de séparer dans un minerai de cuivre ou de zinc sulfuré une gangue quartzeuse de sa partie métallifère.

L'eau étant prise pour unité, la pesanteur spécifique de la gangue est sensiblement 2,7, et celle du sulfure de cuivre ou de zinc 4,4. Dans ce cas, le rapport de leur poids dans l'air sera comme 1 est à 1,63; mais ces corps étant immergés pendant le travail, la pesanteur de la gangue dans l'eau ne sera plus représentée que par $2,7 - 1 = 1,7$, et celle des sulfures par $4,4 - 1 = 3,4$. Le rapport de leur poids dans l'eau sera donc :: 1 : 2; c'est cette différence d'un poids relatif moitié moindre de la gangue qui facilite son élimination.

Pour le charbon, sa pesanteur spécifique peut être assez généralement représentée par le nombre 1,4; celle du schiste houiller est très-variable. Admettons en moyenne 2,2, et pour le sulfure de fer 3,4.

Le rapport dans l'air du charbon au schiste sera.	:: 1 : 1,57
Le rapport dans l'air du charbon au sulfure de fer.	:: 1 : 2,42
Le charbon étant immergé, son poids relatif n'est plus que.	$1,4 - 1 = 0,4$
Le schiste houiller dans les mêmes conditions.	$2,2 - 1 = 1,2$
Le sulfure de fer..	$3,4 - 1 = 2,4$
Le rapport du charbon au schiste dans l'eau sera donc.	:: 1 : 3
Le rapport du charbon au sulfure de fer. . . .	:: 1 : 6
Nous avons trouvé pour le minerai en immersion le rapport de la gangue aux sulfures de cuivre ou de zinc.	:: 1 : 2

Il résulte clairement de ceci que, d'une part, l'immersion en changeant le rapport des poids relatifs des substances, facilite leur séparation par ordre de densité ; d'autre part, la préparation mécanique du charbon est plus facile que celle d'un minerai ordinaire de difficulté moyenne. Dès lors le classement par ordre de grosseur n'a pas besoin d'être poussé aussi loin dans les charbons que pour les minerais, lorsqu'on veut procéder à l'élimination des matières étrangères.

En outre des conclusions qui précèdent, dont l'exactitude est évidente, il est cependant dans la pratique des considérations d'un autre ordre dont il faut tenir compte. Il importe, pour les parties fines, de considérer les corps qui mouillent et ceux qui ne mouillent pas : la forme des fragments joue aussi un certain rôle dans la manière de se comporter à l'immersion ; l'action d'un courant est différente sur des parties lamellaires ou sur des corps se rapprochant des formes cubiques et sphériques. L'adhérence des parties fines et leur tendance à faire pâte doit également limiter, dans certains charbons surtout, le degré de division où il convient de s'arrêter dans l'échelle inférieure de classement par grosseur. Quant à la limite supérieure, elle dépend essentiellement de la nature des charbons et de l'emploi auquel on les destine.

Pour poser nettement le principe, nous devons admettre que, entre les points extrêmes, le classement des charbons par ordre de grosseur doit s'arrêter à cette limite ; qu'en supposant toutes les parties d'une même division soumises à l'action d'un courant d'eau ascendant, le plus petit fragment de schiste ne puisse jamais être élevé aussi haut, dans le même temps, que le plus gros fragment de charbon. Telle est la condition à remplir pour un bon travail.

Ceci admis, il fallait rechercher le meilleur mode d'exécution.

A l'imitation de ce qui se pratique pour les minerais, les tambours de classement à une seule toile par trous croissant de dimension, ou à toiles concentriques de différentes grosseurs se présentaient en première ligne à la pensée; mais à l'examen ce système offrait dans l'application au charbon, où il s'agissait d'opérer sur de grandes masses, des inconvénients sérieux. On ne peut accroître la rapidité du travail en imprimant une vitesse rotative plus grande au tambour : l'accroissement de vitesse au delà d'une certaine limite a pour effet de projeter d'abord les matières dans l'intérieur du tambour sans les faire glisser sur la surface interne; puis une accélération de vitesse les fait adhérer aux parois par l'effet de la force centrifuge; en sorte que l'accroissement de vitesse rotative, passé la limite donnant l'effet maximum toujours faible, diminue l'action de classement au lieu de l'augmenter. Il faut alors donner aux tambours des diamètres considérables pour opérer sur des masses importantes.

La puissance de classement est sensiblement proportionnelle à l'étendue de la surface tamisante et à la rapidité de déplacement des molécules à classer. En s'appuyant sur ce principe, il me parut préférable de substituer des surfaces planes étayées, agitées suivant une faible pente, aux surfaces cylindriques ou coniques rotatives : on pourrait alors augmenter à volonté l'étendue des surfaces tamisantes travaillant constamment dans toutes les parties et accroître la vitesse autant qu'il serait nécessaire, jusqu'à la limite des inconvénients mécaniques. Ce système, d'ailleurs, se prêtait mieux à la solution des difficultés qui devaient

naître pour le classement des charbons humides faisant pâte ; nous verrons bientôt comment ce problème pratique a été résolu.

Mais pour arriver à créer un appareil exécutant mécaniquement toutes les opérations et d'une manière contenue dans ses diverses parties, il fallait, en acceptant le principe du bac à piston pour la séparation par ordre de densité, où l'action est intermittente, pour le chargement et l'enlèvement des matières, apporter à ce qui était connu et usité pour les minerais, des modifications essentielles, radicales, qui en feraient un instrument complétement nouveau. C'est ce qui a été fait.

Nous décrirons successivement les divers organes constitutifs de l'appareil en suivant la marche du travail, et nous indiquerons à mesure les modifications nécessitées par la nature très-variable des charbons à traiter.

Au sortir de la mine, le charbon est quelquefois classé par grosseur, ainsi que cela se pratique dans le nord de l'Angleterre et dans quelques localités du continent ; dans ce cas, on livre directement le menu à l'épuration.

D'autres fois, et c'est le cas le plus ordinaire en France, le charbon, moins les gros fragments extraits séparément, est jeté sur une grille fixe placée à 45°, à barreaux espacés de 7 à 8 centimètres, qui élimine les gros morceaux désignés sous le nom de gaillettes ou gailletteries et laisse passer le reste mélangé au plus fin ; il faut alors réduire à un état convenable de finesse la partie trop grosse pour subir convenablement l'opération de l'épuration.

Enfin, il est des localités où l'on tient à livrer à l'épuration la totalité de l'extraction : il est nécessaire

alors de briser tous les gros morceaux pour les amener à la grosseur voulue. Ce cas étant le plus complexe, et comprenant les autres, est celui que nous examinerons en détail.

Le charbon est amené de la mine sur une estacade, par exemple, et le wagon est déchargé dans une trémie T (Pl. V, VI et VII), soit en ouvrant le fond ou à l'aide d'un culbuteur. Il tombe ensuite sur une table ou grille à secousse de classement formée de châssis ou de plaques perforées étagées qui le divisent immédiatement en autant de grosseurs plus une qu'il y a de plaques perforées.

Cette grille à secousse est suspendue hors de la verticale par quatre chaînes ou tringles en fer fixées à la charpente de l'estacade; elle est poussée par une disposition à came et mentonnet, et retombe par son poids contre des taquets, ce qui produit des secousses où vibrations favorables au dégagement des trous et à la descente des matières. Le mouvement imprimé à la grille de classement permet de lui donner une inclinaison beaucoup moindre que si elle était fixe : le travail est plus rapide et plus parfait, et on conserve en outre les différences de niveau qu'il importe de ménager.

Les gros fragments rejetés par la première plaque AA arrivent sur la table de triage BB, où un ouvrier élague les plus grosses pierres et les corps étrangers (débris de fonte et fer). Si un triage des plus gros morceaux de charbon devait avoir lieu, il pourrait être effectué ici avec une grande facilité, puis le produit chargé de suite en wagons. Dans le cas contraire, le tout est jeté aux premiers broyeurs, ainsi que cela a lieu à Decazeville.

Les fragments passés au travers de la plaque AA et

retenus par celle en dessous CC vont directement aux broyeurs inférieurs.

Enfin la partie fine qui a traversé la plaque perforée CC tombe sur un fond plein DD, d'où elle est rejetée directement dans la fosse à l'aide d'un conduit fixe. Il est bon de ne livrer aux cylindres que ce qu'ils doivent broyer : leur fournir les parties fines qui n'ont pas besoin d'être réduites en dimension ne servirait qu'à retarder le travail, provoquer des engorgements et augmenter la proportion de poussière.

Le rapport des ouvertures des plaques perforées de la grille à secousse doit dépendre de la nature du charbon et de sa destination. Si le charbon est intimement mélangé de schiste ou de sulfure de fer en filaments qui pénètrent la masse et que le produit soit destiné à la carbonisation, il convient de resserrer les dimensions des ouvertures et de broyer fin. On forme plus de poussière, il est vrai; c'était un inconvénient autrefois, mais nous verrons bientôt comment nous sommes parvenus à le faire disparaître.

Si une partie du charbon était destinée à l'emploi direct des foyers ou à la distillation pour produire le gaz, il serait préférable d'avoir des ouvertures plus grandes aux plaques perforées, de broyer moins fin et de former ensuite avec le classificateur un numéro spécial pour cette destination; il y a une corrélation obligatoire entre l'écartement des broyeurs et les ouvertures des plaques perforées.

Il importe, pour arriver à un bon travail des broyeurs, d'avoir une distribution de matière très-régulière pour prévenir les arrêts qui résulteraient des engorgements : laisser ce soin uniquement à des ouvriers dont l'inattention est toujours à craindre, serait se priver de toute garantie; les moyens mécaniques sont essentiellement

préférables dans ce cas; la grille à secousse ou le classificateur, suivant les cas, atteignent le but de la façon la plus convenable.

Le choix du mode de broyage n'était pas indifférent : la présence trop fréquente de corps étrangers très-durs ne pouvant être broyés, tels que des débris d'outils en fer ou en fonte abandonnés par le mineur dans le charbon, exige impérieusement une certaine liberté d'écartement aux agents du broyage. La disposition des moulins à noix se prête mal à remplir cette condition et on produit plus de poussière, ce qu'il est bon d'éviter quand on le peut.

J'ai cru devoir donner la préférence aux cylindres broyeurs, et je n'ai qu'à m'applaudir de ce choix fait dès 1848, avant qu'on eût songé à broyer des charbons, le gros valant beaucoup plus que le menu, et lorsqu'on était encore sans autre précédent que ce qui se pratiquait pour les minerais.

La faculté de recul qu'il faut laisser aux cylindres pour le passage des fragments trop durs qui auraient échappé au triage, ne peut être obtenue dans de bonnes conditions mécaniques par les dispositions usitées pour les broyeurs à minerai à l'aide d'engrenages; en effet, pour que l'écartement puisse se produire sans que le désengrenage s'ensuive, il faut donner aux dents une grande longueur et engrener profondément : il en résulte des frottements considérables, une perte de force notable et des ruptures fréquentes. Pour atténuer ces fâcheux effets, on réduit l'écartement à de très-faibles limites : ce n'est pas là une solution. En employant des manchons avec arbre de raccord intermédiaire, comme dans les cages de laminoirs à fer, on complique la construction et on absorbe beaucoup de force en pure perte : mes premières dispositions de broyeur étaient ainsi.

Dans nos broyeurs actuels, chaque cylindre a une commande indépendante et directe par courroie, sans aucun engrenage ; l'écartement peut être aussi considérable qu'on le veut, et on n'a plus à craindre le brisement fréquent des roues d'engrenage : tout frottement intermédiaire est supprimé ; et la force employée est réduite au minimum.

Le recul s'effectue à l'aide d'un palier à coulisse fixé aux extrémités de l'arbre du cylindre qui doit jouir de cette faculté. Une vis d'arrêt, faisant buttoir, sert à régler la distance normale des cylindres. Le cylindre mobile est maintenu à cette position au moyen d'une pression exercée sur les deux paliers à coulisse, variable à volonté. Cette pression peut être obtenue par un levier à contre-poids : c'est la disposition qui était usitée dans quelques broyeurs à minerai ; c'est celle que j'avais adoptée. Mais j'ai préféré substituer un ressort dont l'action est plus douce et plus convenablement répartie. Lorsqu'un obstacle se présente entre les cylindres, il faut que l'écartement ait lieu rapidement, et par conséquent que la résistance de pression soit moindre au premier instant que dans les suivants. Or, avec le contre-poids, c'est l'inverse qui arrive : l'inertie du contre-poids oppose dans le premier moment une résistance considérable qui va rapidement en décroissant par la vitesse ascensionnelle qui lui est imprimée par le recul ; il faudrait donc que le contraire de ceci eût lieu, et c'est précisément la condition remplie avec les ressorts.

De tous les systèmes de ressort, et ils sont nombreux, le plus simple, le plus économique et le plus efficace m'a paru être le suivant : il consiste en un petit cylindre en fonte dans lequel on loge un certain nombre de boules en caoutchouc, pleines, ou vides, avec

une épaisseur suffisante ; elles sont maintenues à l'une des extrémités du cylindre par un piston formant le battoir mobile, et à l'autre extrémité par un arrêt entrant dans le cylindre ; on presse à l'aide d'une vis l'arrêt pour comprimer les boules et tendre leur force d'élasticité au point voulu. L'amplitude du ressort est déterminée par le nombre des boules et leur diamètre : dans notre cas, trois ou quatre du diamètre indiqué suffisent.

Les cylindres broyeurs sont formés d'une enveloppe en fonte montée sur un arbre en fer. Cette enveloppe peut se remplacer facilement lorsqu'elle est usée : elle porte à sa surface des cannelures, qui le plus ordinairement sont placées longitudinalement suivant les génératrices du cylindre, afin d'éviter le glissement des matières ; mais il arrive avec quelques charbons que les schistes se divisent en plaques minces et étendues retenant des parcelles de houille : il convient alors de les briser ; ce qui a lieu difficilement, parce qu'ils se placent en long dans la fente laissée entre les broyeurs : il faudrait rapprocher les cylindres très-près et au delà des nécessités d'écrasement des charbons.

On arrive au résultat voulu en ménageant, à la surface des cylindres, des rainures ou cannelures, non-seulement dans le sens longitudinal, mais encore dans le sens transversal : leur intersection produit des saillies en forme de pyramides quadrangulaires à sommet légèrement arrondi ; en intercalant les saillies dans le sens de la longueur des cylindres, les schistes les plus minces n'ont plus de passage libre et sont forcément brisés sans amener à un plus grand degré de division le charbon qui affecte plutôt la forme cubique.

Le diamètre des cylindres broyeurs doit être assez considérable pour faciliter la prise sur les matières :

les cannelures aident puissamment à cet effet ; mais comme elles s'usent et disparaissent avec le temps, il convient de donner dans tous les cas un diamètre assez fort, 40 à 60 centimètres.

La longueur et la vitesse de rotation des cylindres doivent être une fonction de la quantité de travail à effectuer et de l'écartement minimum.

Admettons des cylindres de $0^m,50$ diamètre, $0^m,90$ longueur, un écartement minimum de $0^m,01$, et une vitesse de rotation de 60 tours par minute ; la nappe pleine qui passerait entre les cylindres dans une minute serait de $1^{mc},060$, et dans une heure de $63^{mc},600$. Mais comme le travail ne peut avoir lieu en même temps sur toute la longueur des cylindres, que la répartition n'est pas parfaitement régulière, qu'il y a des vides entre les fragments, il ne faut compter que sur le quart ou le cinquième de ce chiffre, soit environ 12 à 15 mètres cubes par heure, ou 10 tonnes de charbon pouvant être broyé facilement. Cette quantité correspond au moins au double en charbon livré pour l'épuration, en admettant moitié en menu fin préalablement séparé par la grille à secousse, ce qui a lieu avec des charbons de dureté moyenne.

On voit, d'après cela, que des broyeurs disposés comme il est indiqué fournissent à un travail d'épuration considérable, qui peut atteindre sans peine à 200 tonnes par jour.

Avec des broyeurs doubles, il convient de donner aux cylindres inférieurs une vitesse plus grande qu'aux cylindres supérieurs.

Lorsque le charbon fourni a déjà subi un premier criblage qui a éliminé les fragments au-dessus de 6 à 7 centimètres, il suffit d'avoir une seule paire de cylindres. Dans ce cas, on peut même éviter la grille à

secousse en versant le charbon directement dans la fosse, et faire revenir du classificateur au broyeur les fragments qui n'ont pas pu passer au travers de la première plaque perforée. On obtient ainsi une très-régulière distribution au broyeur; mais d'un autre côté les fragments à broyer ont à parcourir deux fois le trajet de la fosse au classificateur, et si le rapport des ouvertures de la première plaque du classificateur avec l'écartement des cylindres n'est pas convenablement établi, les mêmes fragments peuvent revenir plusieurs fois au broyage.

Il était intéressant, surtout dans ce dernier système, de pouvoir se débarrasser immédiatement des corps durs ayant provoqué l'écartement des cylindres broyeurs sans avoir été brisés. En employant la disposition du contre-poids, cette condition a été remplie par l'agencement suivant : un plan incliné en tôle, reposant du côté supérieur sur un rouleau, et de l'autre suspendu par un levier coudé, qui est lui-même relié par une tige au levier du contre-poids, est posé de manière à ne pas gêner, au repos, la chute des matières sous les broyeurs; mais aussitôt que l'écartement du cylindre mobile a lieu, le levier du contre-poids se soulève et fait avancer le plan incliné sous la chute des matières du broyeur, recueillant ainsi l'objet qui a provoqué le recul du cylindre. Une caisse placée au bas du plan incliné reçoit le corps éliminé. A la fin de la journée, on vérifie par le produit de la caisse les causes de l'écartement forcé des broyeurs.

Une disposition analogue peut être organisée avec les ressorts.

Nous avons dû nous étendre avec quelques détails sur l'opération du broyage qui est importante. Le système décrit remplit parfaitement son but : depuis plu-

sieurs années il ne s'est jamais produit une cause d'accident et de rupture. La commande indépendante de chaque cylindre par courroie directe et croisée, satisfait parfaitement à ce genre de travail qui offre des résistances variables. Si dans un moment donné cette résistance est par trop grande, la courroie, au besoin, glisse et tombe; il y a un moment d'arrêt, mais rien ne se brise.

Le charbon menu provenant du broyage ou du classement par la grille à secousse se rend dans une fosse commune placée sous les broyeurs. Cette fosse a la forme d'une pyramide quadrangulaire renversée dont trois faces sont inclinées à 45° pour faciliter la descente des matières, et la quatrième est plus ordinairement verticale : c'est sur celle-ci que se trouve ménagée une ouverture réglée par une vanne. Il est bon que la capacité de la fosse soit assez considérable pour servir de réservoir ou magasin d'approvisionnement dans les intervalles qui séparent les arrivages des wagons.

Un élévateur formé d'une chaîne sans fin à godets puise le charbon au bas de la fosse pour le déverser dans l'appareil placé lui-même à une hauteur suffisante pour que le chargement ultérieur puisse s'opérer directement dans les wagons.

Le choix du mode d'élévation des matières n'était pas indifférent. Élever les wagons chargés à la hauteur voulue était le moyen le plus imparfait : il fallait faire servir l'élévateur comme régulateur de distribution. La chaîne à godets m'a paru être ce qu'il y avait de plus simple et de plus économique. La forme des godets, leur attache, le rejet des matières au sommet du trajet, la transmission de mouvement, la tension variable de la chaîne par un tendeur spécial, le tout in-

diqué aux plans, a été étudié avec soin, et le résultat pratique ne laisse rien à désirer. La vitesse ascensionnelle des godets et leur capacité sont calculées de manière à pouvoir élever 160 à 200 tonnes de charbon en dix heures de travail effectif à la vitesse normale de la machine. On peut réduire cette quantité à l'aide de la vanne de la fosse.

Le charbon déversé par l'élévateur tombe sur le classificateur qui doit immédiatement le diviser par ordre de grosseur et le distribuer aux bacs. Cet organe a donc ici une double fonction à remplir.

Le classificateur est formé par une espèce de caisse rectangulaire allongée en tôle, dans l'intérieur de laquelle sont fixées des plaques perforées étagées, dont les ouvertures vont en décroissant vers les étages inférieurs. Un espace suffisant est ménagé entre chaque plaque pour le mouvement des matières. Au bas des plaques perforées sont disposés des plans inclinés pour rejeter sur le côté le produit du classement qui s'échappe par une échancrure faite au flanc du classificateur. Un fond fixé au classificateur lui-même, et mobile comme lui, reçoit la poussière ou le plus fin numéro, si le classement a lieu à sec, ou bien ce fond est immobile et fixé aux longerons qui supportent le classificateur, si le classement a lieu à l'eau, ainsi que nous allons l'indiquer.

Le classificateur est suspendu par deux ou trois paires de brimbales articulées tournant sur des arbres fixés aux longerons : il jouit ainsi d'une extrême mobilité dans le sens longitudinal. Un mouvement rapide de va-et-vient lui est imprimé par une bielle qui reçoit l'action d'un arbre coudé solidement établi sur une plaque de fondation fixée sur le mur principal de la chambre de la machine. Le mouvement de rotation est

fourni à l'arbre coudé par une disposition de pignon d'angle en fonte engrenant avec une roue d'angle à alluchons, calée sur l'arbre supérieur des bacs. Tout cet agencement doit être fait avec soin et établi solidement pour résister à l'effet des secousses du classificateur résultant de l'inertie à vaincre pour imprimer un mouvement rapide alternatif à un corps d'un certain poids. L'effet de ces ébranlements a été très-amoindri par la disposition suivante :

La tête du classificateur, au point d'attache de la bielle, est mobile dans une douille et guidée au moyen d'une tige placée dans le prolongement; deux plaques en caoutchouc fixées en dedans et en dehors de la cloison de tête reçoivent les secousses et en amortissent l'effet sans nuire à la puissance de classement.

L'amplitude du mouvement de va-et-vient imprimé au classificateur doit être dans une certaine corrélation avec la vitesse ou le nombre de secousses dans un temps donné. La pente détermine la durée du séjour des matières sur le classificateur. L'expérience a indiqué qu'avec une course de 9 à 10 centimètres, une vitesse de 160 à 170 coups par minute et une pente de 10 p. 100, on était dans de bonnes conditions de travail qui permettaient le classement de 15 à 18 tonnes par heure avec une grande perfection et aux dimensions du classificateur indiquées aux plans.

La puissance d'action de classement se modifie très-rapidement avec de faibles différences relatives dans la vitesse : ainsi en supposant la même amplitude de course et une vitesse de 100 coups par minute, les matières ne sont pas déplacées sur les plaques; elles se balancent en suivant le mouvement du classificateur, l'effet est nul; à 170 coups, le déplacement est extrêmement rapide et l'action de classement atteint

une puissance étonnante qui serait à peine remplacée par l'emploi de cinq à six tambours rotatifs dont chacun occuperait un espace beaucoup plus considérable que notre classificateur.

Le diamètre des trous des plaques perforées détermine le rapport des quantités fournies par chaque numéro de classement. Ce rapport est très-variable en raison de la friabilité plus ou moins grande des charbons. On peut fournir à chaque bac un numéro différent, ce qui nécessite trois plaques perforées, et en supposant que le plus gros numéro soit envoyé aux broyeurs ; dans le cas contraire, deux plaques suffisent pour avoir trois divisions. Le plus souvent on peut se contenter de fournir le numéro supérieur au premier bac et de diviser le numéro inférieur, comprenant la poussière, en deux parties égales pour les deux autres bacs. On a ainsi au bac n° 1 un charbon spécial qui peut recevoir utilement d'autres destinations que la carbonisation, et, dans les bacs n°s 2 et 3, le charbon fin qui se trouve à un état très-convenable pour bien subir l'opération ultérieure de la séparation par ordre de pesanteur spécifique. Avec des charbons durs et lorsqu'on a un bon emploi du numéro supérieur, on peut établir la division inverse.

Admettons le cas où le premier numéro de division n'est pas renvoyé aux broyeurs et se trouve fourni au bac n° 1, tandis que les bacs n°s 2 et 3 reçoivent le reste formant un seul et même numéro comprenant la poussière ; il ne faudra alors qu'une seule plaque perforée, et le rapport des quantités produites par cette division devra être comme 1 est à 2 pour que chaque bac reçoive une quantité égale, c'est-à-dire que le numéro fin, destiné aux bacs 2 et 3, devra former le double du numéro supérieur destiné au bac 1. Si les cylindres

broyeurs sont réglés à l'écartement de 15 millimètres, mesurés à mi-profondeur des cannelures, le diamètre des trous de la plaque perforée devra varier entre 8 et 12 millimètres suivant la nature des charbons pour satisfaire à la condition ci-dessus.

Lorsque le charbon arrive sec sur le classificateur, le classement s'opère avec facilité jusque dans les parties fines ; mais lorsqu'il est humide, et surtout boueux, ce qui a lieu assez souvent en France dans les bassins du centre, le classement se fait difficilement; chaque fragment reste enveloppé d'une couche de matière boueuse, les trous s'engorgent, en un mot le travail se fait mal. Dans ce cas, il convient de faire arriver en tête du classificateur un courant d'eau amené de la pompe de l'appareil dans le réservoir supérieur E, et de là dans une petite caisse dont le fond est formé d'une plaque percée de trous. Cette eau tombant en pluie précipite immédiatement toute la poussière dans le fond : le classement s'opère alors avec une extrême facilité jusque dans la division la plus fine; c'est ce que nous appelons le classement à l'eau.

Dans le classement à sec, le classificateur doit être muni d'un fond faisant corps avec lui pour recevoir les parties fines et les répartir aux bacs ; mais avec le classement à l'eau, le fond peut être fixe et indépendant du classificateur : le courant d'eau jeté sur celui-ci suffit à l'entraînement du charbon fin qui doit être conduit aux bacs. Le poids du classificateur se trouve ainsi allégé, ce qui est toujours une bonne condition.

Dans la plupart des bassins houillers de l'Angleterre, notamment dans ceux de Newcastle et de Liverpool, au Wigan, le charbon livré est la partie rejetée par le dernier criblage opéré à la sortie du puits et désigné sous le nom de dust (poussière). Ce charbon, en

raison de sa finesse et de la très-grande facilité qu'il offre au traitement, est fourni directement aux bacs sans classement préalable : alors, arrivant de l'élévateur, il tombe sur le fond fixe divisé par des cloisons longitudinales qui le répartissent également aux bacs en s'aidant d'un courant d'eau amené en tête. Ce fond fixe fait alors l'office de simple distributeur.

La part afférente à chaque bac est amenée, par un plan incliné, du classificateur ou de son fond à chacun d'eux. C'est ici que s'effectue l'opération proprement dite de *l'épuration*, fondée sur la différence de pesanteur spécifique des matières soumises au travail.

Tous les bacs étant construits de la même manière, quel que soit leur nombre, il nous suffira d'en décrire un seul.

Notre bac est formé d'une caisse rectangulaire en fonte FF′, dont une partie du fond est inclinée à 45°, l'autre partie inférieure restant horizontale. Contre un des petits côtés du rectangle est appliqué un cylindre venu de fonte avec la plaque : il débouche dans la caisse rectangulaire vers la moitié de sa hauteur en s'élargissant dans le bas à sa jonction avec la face plane, de manière à occuper à peu près toute sa largeur. La caisse F′ se prolonge sous le cylindre, afin d'augmenter la stabilité du système et la capacité du puisard dont l'utilité sera bientôt signalée.

La petite face du bac, opposée à celle où est appliqué le cylindre, s'arrête à une hauteur moindre que les autres.

Un châssis en fonte GG′ est solidement fixé dans l'intérieur du bac sur des rebords venus de fonte aux faces verticales. Ce châssis a une légère inclinaison (3 p. 100 environ) de G vers G′. Il est recouvert d'une plaque perforée, le plus ordinairement en cuivre, rete-

nue au châssis par de nombreuses agrafes à boulon faciles à remplacer. Le diamètre des trous de la plaque perforée varie, suivant la grosseur des matières amenées dans le bac, entre 1 et 3 millimètres : il est inutile d'aller au delà.

Une traverse en fonte H est fixée à une petite hauteur au-dessus du châssis ; elle sert de cloison de séparation aux matières du bac, et c'est contre elle qu'est fixée une vanne I qui peut intercepter à volonté l'ouverture sous la traverse.

Une contre-vanne J est établie à l'extrémité inférieure du châssis : en la relevant, on forme un barrage de hauteur variable pouvant arrêter les matières entre la vanne et la contre-vanne.

Un piston K reçoit de la machine un mouvement assez rapide de va-et-vient.

Tout étant ainsi disposé, si on suppose le bac rempli d'eau jusqu'au niveau du bord de la face antérieure en L, et que les matières à épurer remplissent dans le bac l'espace compris entre ce niveau et la plaque perforée du châssis, le piston agissant de haut en bas foulera l'eau dans le corps du cylindre, l'obligera, par son incompressibilité, à passer au travers des trous de la plaque perforée ; il s'établira au-dessus de cette plaque un courant ascendant qui, s'il est assez fort, soulèvera les matières immergées. La résistance au soulèvement sera sensiblement en raison directe de la pesanteur spécifique de chaque corps, et la hauteur à laquelle chaque fragment atteindra suivra la loi inverse, en supposant les fragments de grosseur à peu près égale.

Dans le mouvement ascendant ou en retour du piston, l'eau qui a été refoulée au-dessus de la plaque perforée reviendra sur elle-même en descendant, et hâtera la chute des matières ; mais elles n'obéiront pas moins,

bien que plus rapidement, à la loi de la gravitation des corps dans l'eau, d'après laquelle elles se précipitent avec une rapidité d'autant plus grande que la densité et le volume sont plus considérables. Si l'on admet le volume sensiblement égal, il ne reste plus qu'une donnée à la gravitation, celle de la densité. Les corps les plus lourds reviendront donc les premiers sur la plaque, et les plus légers resteront les derniers à la plus grande hauteur. Si ce mouvement du piston est répété un nombre de fois suffisant, les matières contenues dans le bac se trouveront classées par ordre de pesanteur spécifique suivant des couches horizontales avec une précision absolue, les plus lourdes en bas, les plus légères à la surface. Or, dans le cas qui nous occupe, les matières les plus pesantes du mélange soumis au tarvail sont : le sulfure et le carbonate de fer, le sulfate et le carbonate de chaux, le schiste houiller, c'est-à-dire les corps qu'il nous importe d'éliminer. La matière la plus légère est la houille, et quelquefois des parcelles de fusin (charbon de bois pulvérulent), c'est-à-dire ce que nous devons recueillir.

Pour rendre l'opération continue, et sans aucune interruption, comme est l'arrivée des matières, il fallait trouver une disposition qui permît à la fois la sortie incessante du charbon par la surface et l'évacuation également continue des résidus schisteux : ici la difficulté était plus grande que pour le charbon ; elle a été surmontée avec assez de bonheur par la disposition de la vanne et contre-vanne.

En admettant qu'une certaine quantité de schiste est déjà accumulée sur la plaque perforée, si on suppose la vanne soulevée d'une hauteur suffisante pour livrer passage sans aucune difficulté aux plus gros fragments, l'action du piston opérant le soulèvement des matières

poùr les tenir, en quelque sorte, en suspension dans l'eau, aura pour résultat de faire passer les schistes par l'ouverture ménagée sous la vanne; mais ils seront ensuite arrêtés par la contre-vanne, et s'accumuleront dans l'espace compris entre la vanne et la contre-vanne. Les matières schisteuses réunies en cet endroit retarderont d'autant plus le passage de nouveaux schistes sous la vanne que la hauteur acquise à la colonne sera plus grande. Il arrivera un moment où l'équilibre s'établira des deux côtés de la vanne; mais alors si on admet l'arrivée de nouvelles quantités de schiste dans le bac, l'accroissement en schiste se faisant aux dépens du charbon, la colonne de schiste et de charbon dans le bac augmentera de poids; il y aura passage, à nouveau, de schiste sous la vanne, et déversement de celui-ci par-dessus la contre-vanne, en supposant que la hauteur ait été réglée au point du premier équilibre.

Si, au contraire, il y avait ralentissement de l'arrivée du schiste dans le bac, l'effet inverse se produirait dans le déversement par-dessus la contre-vanne; il se ralentirait proportionnellement à la réduction dans l'arrivée du schiste. Il se produit ici un effet de balance hydrostatique; et il est assez curieux de voir des corps solides en suspension dans l'eau se comporter comme des liquides de pesanteur spécifique différente.

Il serait intéressant de rechercher dans un cas donné la hauteur à laquelle il convient d'arrêter la contre-vanne, et le rapport qui doit exister entre l'épaisseur des couches de schiste et de charbon dans le bac.

Il est nécessaire d'avoir toujours sur la plaque perforée une couche de schiste d'une épaisseur suffisante pour éviter tout passage de charbon sous la vanne et prévenir, par l'aspiration que produit le piston, l'ab-

sorption dans le bac des parties fines de charbon qui se trouvent arrêtées par cette couche de schiste formant filtre : c'est ce que nous désignons sous le nom de couche permanente de garantie ; son épaisseur doit être suffisante pour que l'aspiration n'atteigne pas la couche de charbon ; elle ne doit pas dépasser cette limite pour n'avoir pas à employer une force motrice plus considérable qu'il n'est absolument nécessaire dans le mouvement incessant à imprimer à une masse inerte.

Par des raisons analogues, l'épaisseur de la couche de charbon doit être suffisante, et pas au delà, pour que le schiste, dans le soulèvement, n'atteigne jamais à la hauteur du courant d'entraînement du charbon. D'ailleurs, une trop forte épaisseur de matière rend le travail moins sensible dans les régions supérieures.

Admettons comme moyenne, en raison de la nature des charbons à traiter, une épaisseur totale de la couche, mesurée près de la vanne, de $0^m,30$, et pour l'épaisseur de la couche de garantie de schiste $0^m,12$, l'épaisseur de la couche de charbon sera de $0^m,18$.

Appelons α le poids spécifique dans l'eau de la couche ou colonne de schiste dans le bac ; β le poids de la couche de charbon superposée ; ' le poids de la couche ou colonne de schiste entre la vanne et la contre-vanne : nous devons avoir comme équation d'équilibre $\alpha + \beta = \alpha'$.

La densité du schiste, en considération du mélange d'un peu de sulfure de fer, peut être admise à 2,6. Celle du charbon est assez ordinairement de 1,4. Mais ces poids dans l'eau ne sont plus que 1,6 pour le schiste et 0,4 pour le charbon. Appelons x la hauteur de la colonne de schiste entre la vanne et la contre-vanne, qui est la hauteur de la contre-vanne au-dessus des châssis : mettons ces valeurs dans l'équation d'équilibre, nous aurons : $1,6 \times 0,12 + 0,4 \times 0,18 = 1,6x$, d'où $x = 0,165$.

Il aurait fallu introduire ici un coefficient de frottement des schistes à leur passage sous la vanne, dont l'influence aurait réduit un peu la valeur de x. Pour traduire ce résultat en une formule pratique simple, on peut dire que la hauteur de la contre-vanne doit être à près égale à la moitié de l'épaisseur totale de la couche de matières sur la plaque perforée du bac.

L'épaisseur totale de la couche dans le bac doit varier, avons-nous dit, avec la nature des charbons. Des charbons lourds avec des schistes légers exigeraient une épaisseur de couche plus considérable et une hauteur de contre-vanne proportionnellement plus grande. Mais le volume des matières à traiter est une donnée dont il convient aussi de tenir compte : avec des fragments fins et d'un petit volume on peut réduire l'épaisseur de la couche.

Les schistes qui se déversent par-dessus la contre-vanne tombent dans une poche ou réservoir M d'où on les fait sortir en ouvrant une vanne N. Pressés par la colonne d'eau supérieure, ils glissent avec un petit mélange d'eau sur le plan incliné oo' qui peut être percé de trous finis; l'eau se sépare et le schiste seul tombe directement dans le wagon de décharge. Ainsi, par cet agencement, la séparation des matières schisteuses est opérée d'une manière continue, sans arrêt et toujours en proportion de l'arrivée. Telle était la condition à remplir.

Le charbon arrivant dans le bac près de la vanne doit sortir du côté opposé. L'entraînement à la surface peut être obtenu par un courant d'eau dont on règle à volonté l'intensité : c'est le moyen qui a été généralement employé jusqu'ici dans nos appareils; c'est celui qu'il convient encore d'adopter avec des charbons argileux dont la poussière est impure; mais avec des charbons

pulvérulents à poussière pure, l'emploi d'un courant d'eau, toujours assez considérable, entraîne une certaine quantité de poussière qu'il est plus tard assez difficile de recueillir utilement. On peut, dans ce cas, substituer l'action du piston au courant d'entraînement par l'eau en travaillant par immersion complète.

L'action du piston tendant sans cesse à égaliser les matières dans le bac par couches horizontales, si on suppose la face antérieure du bac en contre-bas du niveau de l'eau, et celle-ci retenue par une auge placée sur l'avant, les matières de la surface s'écouleront dans cette auge par dessus le bord, en proportion de l'arrivée, et le déversement du charbon par la surface s'opérera aussi d'une manière continue. Nous avons donc deux moyens d'opérer l'entraînement du charbon sans l'emploi d'aucun agent mécanique : nous les examinerons successivement.

Mais avant, complétons l'étude relative à la séparation du schiste et du charbon dans le bac.

Nous avons vu que le travail avait lieu sous l'action des oscillations verticales produites par le piston ; il convient d'examiner plus en détail les effets obtenus.

Le piston employé est cylindrique ; c'est la forme la plus convenable à un bon ajustage et à l'emploi des moyens mécaniques : son diamètre est moindre que la largeur du bac ; on aurait pu craindre par là une répartition inégale de l'action du piston sur la plaque perforée ; mais en évasant la partie inférieure du cylindre à sa jonction avec la face du bac, de manière à ce qu'il occupe en ce point à peu près toute la largeur de cette face, on prévient tout inconvénient de cette nature.

La hauteur à laquelle le cylindre débouche dans le bac n'est pas indifférente. Lorsque la distance à la

plaque perforée est trop faible, l'action du piston se fait sentir d'une manière inégale : elle est plus puissante près du cylindre que du côté opposé; il convient donc d'abaisser le point de jonction ou d'admission de l'eau du cylindre dans le bac. Cependant on est limité par d'autres considérations : l'accroissement de hauteur de l'appareil augmente les frais de construction; en outre, il exige l'emploi d'une force motrice plus considérable pour déplacer un plus grand volume d'eau. Cette difficulté a été résolue heureusement par l'inclinaison vers le cylindre du châssis supportant la plaque perforée : il en résulte une plus forte épaisseur de couche là même où l'action du piston est la plus puissante; avec une pente convenable l'équilibre est parfaitement rétabli. Mais il en découle encore un autre avantage pour le travail : le schiste arrivant à la surface avec le charbon près de la vanne peut être d'abord entraîné à une certaine distance vers la sortie du charbon; cependant il ne tarde pas à descendre sous l'action du piston, et bientôt après avoir plongé sous le courant d'entraînement de la surface, il arrive près de la plaque perforée; alors, par l'effet de la pente du châssis, aidé par le piston qui le tient en suspension, il est ramené vers la vanne de sortie, en sorte que le schiste, dans les régions inférieures de la couche, marche en sens inverse du charbon dans le haut. Ces courants en sens opposé tendent à la séparation incessante des deux substances, ce qui est préférable à nos premières dispositions, où le schiste s'écoulait sous la vanne placée à l'avant du côté de la sortie des charbons.

La rapidité des coups de piston ou leur nombre par minute et l'amplitude de la course sont deux conditions qui exercent une grande influence sur le résultat du

travail. L'expérience démontre, et le raisonnement confirme *à priori*, que des secousses rapides et courtes sont préférables à un mouvement lent et prolongé. Dans le premier cas, il n'est jamais à craindre que les matières schisteuses arrivent par le soulèvement jusqu'au niveau supérieur du courant d'entraînement : on peut alors réduire au minimum le plus convenable l'épaisseur de la couche. Avec une transmission directe donnant au piston un mouvement égal de descente et de retour, nous nous sommes arrêtés à la vitesse de 100 coups par minute pouvant être obtenue dans de bonnes conditions mécaniques. L'amplitude de la course varie suivant les charbons entre 10 et 12 centimètres. Or le diamètre du piston étant de $0^m,60$, soit 28,27 décimètres quarrés de surface, et le châssis des bacs ayant une superficie de plaque perforée de $1^m,60$ ou 160 décimètres quarrés, le rapport des surfaces du piston et de la plaque perforée sera de 1 : 5,66. La hauteur de soulèvement de l'eau sur la plaque sera en raison inverse de la surface et de celle du piston relativement à la course de celui-ci. En l'admettant de 0,10, le soulèvement sera de 0,0176. C'est l'oscillation qui se produit à la surface de l'eau dans le bac et qui détermine la vitesse ascensionnelle. Mais en raison du resserrement des trous de la plaque, la vitesse de l'eau immédiatement au sortir des trous sera plus considérable. Si l'on admet que la section totale des trous soit le quart de la surface de la plaque, la vitesse de l'eau au-dessus du châssis au sortir des trous sera quadruple, c'est-à-dire dans une minute de $0,0176 \times 4 \times 100 \times 2 = 14^m,08$. L'eau est donc animée de cette vitesse ascensionnelle au moment où elle rencontre les matières. Ne trouvant alors d'autre issue libre que les vides laissés entre les fragments

constituant le foisonnement, lesquels peuvent être aussi estimés à peu près au quart, elle conserverait cette vitesse si les matières, ne cédant point à son action, restaient immobiles; mais comme cette vitesse ascensionnelle est supérieure à celle de la chute naturelle de ces corps dans l'eau, ceux-ci sont entraînés et, à une petite distance de la plaque, la vitesse ascensionnelle se ralentit pour n'être bientôt plus que le quart de celle indiquée. Dans le cas qui nous occupe, le maximum de soulèvement des matières ne pourra dépasser $0{,}0176 \times 4 = 0{,}0704$. Par le mouvement en retour ou ascensionnel du piston, l'eau qui a traversé en montant les trous de la plaque devra immédiatement revenir sur elle-même. Or, puisque le soulèvement n'a pu dépasser 0,07 comme limite maxima, et que nous avons admis une couche de schiste de 0,12 près de la vanne et 0,08 du côté opposé, il s'ensuit que dans ce cas l'action d'aspiration ne pourra atteindre que faiblement la couche de charbon pour précipiter les poussières dans l'intérieur du bac. Cette couche de garantie de schiste a donc un but évident d'utilité.

Si, pour éviter l'aspiration de l'eau du dessus de la plaque en dessous, on voulait n'avoir qu'un courant ascendant et intermittent, ce qui peut s'obtenir par l'addition d'un simple clapet, il faudrait dans les données ci-dessus, à chaque coup de piston et pour chaque bac, déplacer un volume d'eau de $28^{l},27$, soit par minute à 100 coups de 2.827 litres, et pour les trois bacs de 8.481 litres par minute. Avec un pareil torrent, la poussière de charbon ne peut être recueillie; il y a une perte d'entraînement considérable : il est à peu près impossible d'éviter que les fragments de schiste n'atteignent les régions supérieures de la couche charbonneuse, le travail est très-imparfait; et si la masse

liquide doit être élevée du sol au niveau supérieur des bacs, il y a une force motrice énorme employée : ce système n'est donc pas dans des conditions pratiques sérieuses.

L'aspiration dans le bac peut être sensiblement réduite par un mouvement différentiel du piston, sans avoir à redouter aucun des inconvénients précipités. Il est utile d'avoir une action rapide et de courte durée de soulèvement des matières qui s'obtient par le mouvement descendant du piston; mais si le mouvement en retour s'opère avec plus de lenteur, les matières auront plus de temps pour retomber par leur chute naturelle et se classer par ordre de densité : l'eau qui doit revenir en dessous de la plaque sera moins vivement sollicitée; le courant descendant sera moins rapide au travers des trous et le passage plus facile : l'action de l'aspiration sera donc amoindrie.

Cependant il ne fallait pas acheter cette condition au prix d'une complication mécanique qui en aurait annulé les avantages. L'action différentielle a été obtenue avec simplicité par la disposition suivante :

L'arbre coudé de transmission se meut (Pl. VI, *fig.* 1 et 2) dans une coulisse *ab*, tournant sur pivot à son extrémité *c*. La rotation de l'arbre lui imprime un mouvement oscillatoire autour du point *c* comme centre. L'axe de la coulisse, dans ses deux positions extrêmes, sera tangent au cercle décrit par le coude de l'arbre. Si donc celui-ci, étant animé d'un mouvement de rotation uniforme, tourne dans le sens indiqué par la flèche, pour obtenir le mouvement de descente du piston, le coude de l'arbre de transmission n'aura à parcourir que l'arc de cercle *def*, tandis que pour produire le mouvement en retour il aura à parcourir l'autre partie de la circonférence, soit l'arc *dgf*. La longueur relative de

ces arcs fixeia donc le rapport de vitesse du piston entre la descente et la montée. Mais la différence de longueur des arcs dépend de la position du point de pivot ou de sa distance à la circonférence formant la somme des deux arcs. Plus il est rapproché de cette circonférence, plus la différence grandit pour atteindre le maximum au point de contact : alors l'un des deux arcs devient égal à zéro. Le point de pivot étant au contraire à l'infini, les deux arcs deviennent égaux : il est évident que ces deux limites extrêmes ne peuvent être obtenues en pratique.

Dans le tracé ci-dessus, le point de pivot est placé de façon à avoir à très-peu près le rapport de 1 à 2 entre les deux arcs de cercles, c'est-à-dire que le piston descend deux fois plus vite qu'il ne remonte ; les matières dans le bac sont soulevées avec une vitesse ascensionelle double du mouvement en retour; l'aspiration est donc très-sensiblement amoindrie.

Dans la construction des derniers appareils, l'entretoise qui relie les chevalets dė support peut servir de point d'appui ou de pivot au mouvement différentiel. Par cette disposition, on peut à volonté, et sans rien changer à l'ensemble des autres parties, avoir le mouvement direct uniforme ou le mouvement différentiel : il suffit pour ce dernier cas de remplacer la tête de bielle par une glissière.

Avec l'action différentielle, la vitesse de rotation de l'arbre moteur peut être réduite. En la portant à 75 tours, on obtient le même effet qu'avec 100 dans le mouvement uniforme. En effet, les vitesses de descente et de montée étant :: 2 : 1, nous aurons avec la vitesse de rotation de 75 tours des vitesses différentielles du piston comme 100 : 50.

Dans le cas du mouvement différentiel, il est bon de

rendre le plateau du piston mobile dans sa tige en plaçant des rondelles de caoutchouc en dessous et surtout en dessus du plateau pour amortir l'effet de choc du piston dans l'eau lorsqu'il la foule à une assez grande vitesse.

Pour obtenir un bon travail dans le bac, il importe beaucoup que l'eau de l'intérieur sous la plaque perforée soit toujours aussi propre que possible, les matières terreuses aspirées restant en suspension tendent sans cesse à la troubler et finiraient par produire une boue assez épaisse pour qu'un bon service soit difficile. On obvie à cet inconvénient en donnant au bac une profondeur suffisante formant un espèce de puisard où les matières boueuses viennent se déposer dans une eau tranquille hors de l'agitation occasionnée par le mouvement du piston.

Afin d'augmenter la capacité du puisard, de mieux le soustraire aux ondulations de l'eau, d'avoir une plus grande stabilité du système, en faisant que la verticale de l'arbre de transmission passe par l'intérieur de la base du bac, nous avons prolongé le puisard sous le cylindre lui-même.

Le dépôt qui se forme dans le puisard est évacué en marche par l'ouverture de la vanne P (Pl. IV et V), placée à la partie inférieure. Une porte *e* servant de trou d'homme est réservée pour le cas de réparations intérieures, sans avoir à enlever le châssis.

Mais indépendamment de ces dispositions très-efficaces, il est bon de renouveler l'eau du bac par l'introduction d'un courant constant. Ce courant est amené de la pompe générale par le conduit RR' qui fournit à chacun des bacs par les petits tuyaux SSS. Un robinet U règle la distribution. Lorsqu'on travaille par entraînement du charbon à l'aide de l'eau, le courant introduit

dans le bac par le tuyau S peut être assez fort; il remplit alors un triple but : l'entraînement du charbon à la surface, la clarification de l'eau dans le bac par renouvellement, et la réduction dans l'effet de l'aspiration. Par le mouvement descendant du piston, l'eau est refoulée dans le tuyau S à une hauteur d'autant plus grande que la résistance à vaincre pour le soulèvement des matières, et au passage des trous de la plaque perforée, est plus considérable : elle n'entre dans le bac que dans le mouvement en retour du piston pour combler le vide que tendrait à produire l'aspiration. Ce tuyau S sert aussi, en quelque sorte, de soupape de sûreté contre une trop grande résistance à l'action du piston.

A l'aide des dispositions décrites, le travail atteint dans le bac une perfection et une rapidité d'exécution remarquable. Il est facile de se rendre compte de l'effet utile auquel on peut arriver.

L'expérience démontre qu'une volée de 60 à 70 coups de piston suffit pour opérer un classement très-régulier des matières par ordre de densité. Admettons 100 coups: ce sera la durée d'une minute pendant laquelle les matières seront soumises à l'action du piston. Le travail étant continu, il y a renouvellement incessant : chaque fragment passant dans le bac est donc soumis pendant ce temps aux effets du piston. Nous avons vu que la couche de charbon avait une épaisseur de 0,18; mais comme entre le schiste et le charbon il y a toujours une couche intermédiaire qui se renouvelle peu, admettons pour l'épaisseur de la couche de charbon se renouvelant, seulement 0,12. D'après les dimensions du bac, l'espace occupé par le charbon sera de 177,6 décimètres cubes, c'est-à-dire 177,6 décimètres cubes de charbon qui pourront passer par minute dans chaque

bac, soit pour les trois bacs 532,8 décimètres cubes, ou par heure 31^{mc},95. En raison du foisonnement augmenté par les secousses qui tiennent les matières en suspension, admettons le poids du mètre cube à 600 kilogrammes seulement : ce sera donc 19.170 kilogrammes de charbon pouvant passer par heure. Ce chiffre est pleinement confirmé par la pratique, et à part quelques charbons exceptionnels dont il sera parlé, qui présentent des difficultés hors ligne et toutes spéciales, on a souvent dépassé ce chiffre en bonne allure : cependant pour se maintenir dans les limites d'un bon travail, il convient de ne pas aller au delà de 18 à 20 tonnes par heure avec des charbons durs à schistes denses.

L'appareil à quatre bacs de Cokoé, comté de Durham, qui fonctionne depuis trois ans environ, produit moyennement 270 à 280 tonnes par jour.

L'appareil à trois bacs de Burn-Moor, comté de Durham, le premier établi en Angleterre et fontionnant depuis près de cinq ans, opère par jour sur 180 à 190 tonnes en moyenne.

L'appareil des forges de Commentry, un des plus anciennement établi en France, a donné depuis sa mise en marche les résultats suivants :

		Quantités livrées à la machine par journée de 12 heures.	Moyenne par jour à 26 jours par mois et 85 kilogrammes par hectolitre.
		hectolitres.	tonnes.
1854	Juin.	22.322	72,975
	Juillet.	23.110	75,551
	Août.	31.135	101,787
	Septembre. . .	44.628	145,899
	Octobre. . . .	49.851	162,974
	Novembre. . .	46.654	152,522
	Décembre. . .	49.134	160,650
1855	Janvier.	50.112	163,661

Février.. . . .	48.051	157,089
Mars.	54.872	179,389
Avril.	52.769	172,514
Mai..	61.356	200,585
Juin.	62.468	204,222
Juillet.	64.431	210,639
Août.	55.560	181,638
Septembre. . .	58.072	189,850

Comme on le voit, la production s'est considérablement accrue depuis le début pour atteindre le maximum en juillet 1855.

A partir de ce moment, un second appareil établi aux mines de Bezenet, étant venu en aide au premier établi à Commentry, il a été jugé préférable de réduire le travail effectué par celui-ci, ce qui permettait d'ailleurs d'atteindre à une plus grande perfection d'épuration. On a donc réglé la quantité fournie à l'appareil des forges à 2.000 hectolitres par journée de travail; quantité qui n'a cessé d'être traitée depuis avec la plus parfaite régularité.

Il serait superflu de pousser plus loin les citations.

Il semblerait qu'on peut augmenter sans inconvénient la superficie du châssis des bacs, de façon à pouvoir atteindre encore à des quantités de travail plus considérables dans un même bac. En conservant les proportions relatives de la surface agissante du bac, de sa profondeur, des diamètres du cylindre, etc.; on peut reconnaître *à priori*, et l'expérience le confirme, qu'au delà d'une certaine limite, les conditions de travail se modifient sensiblement sans économie appréciable dans les frais de construction; mais en outre, vers les parties opposées au cylindre, où la couche est moins épaisse par suite de la pente, le travail se fait moins bien; enfin, il se forme dans l'étendue du châssis des ondulations qui signalent une action irrégulière; c'est

un phénomène analogue aux effets des plaques vibrantes. Nous avons atteint, dans la construction de nos petits appareils locomobiles, dont il sera bientôt question, la dernière limite d'étendue pour obtenir un bon résultat: il est surtout essentiel de donner au châssis une solidité suffisante pour prévenir tout effet de flexion.

S'il s'agissait du traitement des minerais, il conviendrait d'avoir une course de piston moindre dans les bacs où s'élaborent les plus fines parties : ce serait conforme aux principes. Mais, avec le charbon, il faut tenir compte de quelques autres considérations; la tendance des parties fines à l'empâtement exige une action assez puissante, et, à ce point de vue, il ne serait pas toujours utile de réduire la course pour le travail des numéros fins.

Nous venons d'analyser les circonstances de la séparation des schistes et du charbon; il nous reste à voir comment le charbon est entraîné hors du bac, sa séparation de l'eau et son chargement en wagon.

Nous avons fait usage longtemps du moyen d'entraînement par l'eau, qui est encore employé dans plusieurs localités, notamment en Angleterre, et qui convient très-bien à certaines natures de houilles.

Le charbon est amené dans le bac par le distributeur à eau, ou le fond fixe du classificateur faisant distributeur, ce qui revient au même, à l'aide d'un petit courant d'eau, ou bien par le classificateur à sec. Dans le premier cas, il est déjà fourni au bac une partie du courant d'eau nécessaire à l'entraînement; la quantité supplémentaire est réglée par le tuyau S, ainsi qu'il a été dit.

Dans le second cas la totalité du courant d'eau d'entraînement est fournie par ce tuyau.

Dans les deux hypothèses, l'eau devant servir de

véhicule de transport au charbon, doit être réduite à la quantité indispensable; tout excédant aurait l'inconvénient d'entraîner trop rapidement le charbon à la surface, sans le laisser soumis à l'action du piston le temps suffisant, et d'offrir ensuite de plus grandes difficultés pour recueillir les poussières.

Le courant d'entraînement étant convenablement réglé, le charbon et l'eau se déversent ensemble sur un plan incliné *ab* (Pl. IV, *fig.* 3 et 4), dont la pente au sommet est d'abord faible; elle augmente ensuite pour atteindre, vers le milieu, le maximum de 45°, et se relève vers le bas. Ce plan incliné est formé d'une plaque perforée à trous très-fins. L'eau, entraînant le charbon, arrive au sommet du plan incliné dans la partie où l'inclinaison est moindre, possédant encore toute la puissance de son courant; puis, à mesure qu'elle passe au travers des trous et que le courant d'entraînement diminue, l'inclinaison augmente. Le rebord du bas sert à recueillir les dernières parties aqueuses; il forme aussi arrêt aux matières qui sans cela tomberaient trop vite sans s'égoutter; mais la pression des matières arrivant incessamment en dessus, détermine leur chute dans la trémie, et de là dans le wagon de transport.

L'eau qui s'est infiltrée au travers de la plaque perforée est recueillie en dessous par le fond *dd*, qui l'amène dans le conduit *e*; elle se rend ensuite dans des bassins de dépôt ou de clarification disposés en labyrinthe. Ces bassins sont ordinairement au nombre de quatre; ils doivent être assez vastes et assez profonds pour que le courant d'eau soit lent, et faciliter par là la précipitation des matières en suspension. Des vannes placées à la partie inférieure de chaque compartiment servent à vider plus facilement le dépôt.

Au lieu de ces grands bassins en maçonnerie assez coûteux, on peut employer avec avantage des bassins en bois à double série de compartiments, où l'eau se déverse en nappes minces et étendues. Avec une section relativement moindre, on obtient à la surface une vitesse très-faible, qui facilite le dépôt des matières. Lorsqu'une série de bassins est remplie, on fait passer le courant dans l'autre, et à l'aide de vannes ménagées à la partie inférieure, on nettoie la série qui vient de fonctionner. Ces bassins peuvent être élevés au-dessus du sol, pour faciliter le chargement direct des matières boueuses. L'eau clarifiée retourne à la pompe pour être ramenée en service.

La pompe d'alimentation de l'appareil est horizontale, aspirante et foulante à double effet; la transmission de mouvement est directe de l'arbre de la machine à vapeur par une manivelle à coulisse. Les dispositions de construction sont analogues à celles des machines à vapeur fixes horizontales. La course du piston est variable par la coulisse ménagée à la manivelle, ce qui permet d'éviter le trop-plein en réglant à volonté la quantité d'eau élevée. L'eau est foulée dans un réservoir supérieur E (Pl. IV et V), d'où elle est distribuée aux bacs et au classificateur par des vannes et robinets.

L'emploi d'un plan incliné formé d'une plaque perforée à trous très-fins convient à des charbons argileux, sulfureux et durs, faisant par conséquent peu de poussière, et où la très-petite quantité de celle-ci est tellement mélangée de particules argileuses en suspension et de paillettes de sulfure de fer, qui souvent surnagent, que la séparation serait à peu près impossible, et, dans tous les cas, sans intérêt; tels sont les charbons du centre de la France. Les charbons de Newcastle sont

également durs et sulfureux, mais nullement argileux. Ici il y aurait plus d'intérêt à maintenir les poussières, surtout en travaillant uniquement le dust; cependant les plaques perforées y ont été maintenues jusqu'ici; mais en adoptant un système en quelque sorte mixte, l'étendue de la plaque ou toile métallique a été réduite de telle manière qu'une partie de l'eau seulement passe au travers; l'autre partie tombe, avec la houille, dans les grands wagons de transport, où bientôt elle se filtre au travers du charbon accumulé, et sort presque claire au bas, laissant dans son passage une bonne partie de la poussière. Ce système, très-pratique avec des charbons de cette nature, ne le serait plus avec des charbons friables faisant pâte; la filtration au travers du charbon lui-même ne s'opère plus du tout, et si on augmente le diamètre des trous de la plaque perforée, on laisse passer dans les bassins une proportion assez considérable de charbon fin, pouvant s'élever à 10 p. 100, et qu'il est ensuite difficile et coûteux de recueillir. Si les trous sont très-fins, ils se bouchent promptement, et l'eau ne passe plus.

Pour obvier à ce dernier inconvénient, nous avions remplacé le plan incliné fixe par une espèce de table à secousses, dont le fond était formé d'une plaque perforée très-fine. Les secousses contribuaient puissamment à dégager les trous; mais l'usure de cette plaque fine, nécessairement mince, était rapide et l'entretien dispendieux.

Ces motifs nous ont amené à remplacer l'action de filtration au travers de plaques perforées par la décantation à la surface.

A cet effet, l'auge placée sur le devant des bacs est divisée en deux compartiments par la cloison VV'. Le charbon est entraîné par le courant d'eau de la surface

dans le premier compartiment en V'. Une chaîne sans fin, formée de palettes en tôle recourbée à angle droit, puise sans cesse le charbon à mesure de son arrivée, l'élève en glissant le long du plan incliné XX' pour le déverser en X' dans la trémie Y, et de là dans le wagon de transport. Dans le trajet que le charbon a à parcourir hors de l'eau, il s'égoutte assez complétement pour être à un état convenable lorsqu'il tombe dans le wagon. La vitesse ascensionnelle de la chaîne, la longueur du plan incliné et la section du prisme de charbon relevé sont calculés pour obtenir ce résultat. Dans le mouvement ascensionnel, chaque palette reprend ce que la précédente laisse échapper; il s'opère là un filtrage naturel dans le charbon lui-même.

L'eau qui a servi à l'entraînement du charbon passe par la fente ménagée entre le fond de l'auge et la cloison VV, puis elle remonte dans le compartiment Z et se déverse par la surface en une lame mince occupant la largeur des trois bacs. Cette décantation par la surface n'entraîne que les parcelles extrêmement ténues de matières en suspension; le charbon du fond de l'auge ne peut remonter jusqu'au déversoir, le courant ascendant est trop faible pour cela. L'eau tombe ensuite dans le conduit Z' pour aller aux bassins de clarification comme il a été dit.

Avec des charbons extrêmement argileux, il peut être bon de faire tomber une pluie fine sur la chaîne du releveur au point où le charbon sort de l'eau pour laver parfaitement sa surface.

Lorsqu'on a à traiter des charbons durs et sulfureux, dont le sulfure est disséminé en petites paillettes très-fines qui resteraient dans le dépôt boueux des bassins en assez forte proportion pour le rendre impropre à une bonne utilisation, il convient mieux de sacrifier une

partie de la poussière fine pour avoir un meilleur produit. On organise alors un système mixte en plaçant en φ sur la cloison VV′ une bande de plaque perforée fine, qui élimine la partie lourde de la poussière en la faisant tomber directement dans le conduit à l'aide de la petite cloison φφ′.

Au contraire, avec des charbons dont la poussière est pure, il faut employer le moins d'eau possible à l'entraînement; mais comme le minimum est encore une quantité assez forte, et que les charbons à poussière pure, étant généralement les plus friables, fournissent beaucoup de parties fines charbonneuses, il importe d'autant plus de les recueillir avec soin. Nous avons été conduits par là à faire usage d'un système nouveau d'entraînemenent, substituant l'action du piston à l'action du courant d'eau de la surface, et en agissant par immersion complète des matières.

La cloison VV′ de l'auge est supprimée, ainsi que le conduit Z′; l'eau reflue dans l'auge et le bac jusqu'au même point supérieur à la cloison de celui-ci; le niveau est réglé par la hauteur du trop-plein *ab*; elle s'écoule par cette ouverture longitudinale pratiquée sur le flanc de l'auge.

L'effet du piston est de répandre sans cesse les matières du bac en couches horizontales; or, comme il en arrive constamment de nouvelles quantités, il faut bien qu'une proportion équivalente s'échappe du côté opposé pour tomber dans l'auge, d'où le releveur l'extrait incessamment. Par ce système, le charbon s'écoule de la surface du bac sans le secours du courant d'eau d'entraînement, et toujours en quantité égale à celle de l'arrivée. Cette arrivée des matières étant réglée avec précision, ce qui est important, et ce qui a lieu ici à l'aide de l'élévateur jouant aussi le rôle de régulateur

de distribution, l'écoulement dans l'auge jouira donc de la même régularité.

La quantité d'eau à fournir aux bacs peut être réduite à la perte résultant de l'entraînement mécanique du charbon qui, entrant sec, sort mouillé, et retient forcément 12 à 15 pour 100 d'eau; mais si par la nature du charbon on veut fournir un excédant, il s'écoulera par le trop-plein de la surface, n'entraînant que des parcelles inappréciables de charbon en suspension dans l'eau.

Ce système d'entraînement du charbon fournit les plus heureuses applications : avec certains charbons, la quantité d'eau peut être réduite à celle absorbée par l'adhérence à la houille, sans que rien passe au trop-plein; il ne peut plus y avoir aucun entraînement de poussière; les bassins de dépôt deviennent superflus dans ce cas particulier. L'immersion complète des matières facilite le travail et le rend plus parfait. La réglementation de l'entraînement se fait naturellement par l'arrivée constante du charbon, et dans une proportion forcément égale à celle-ci, c'est-à-dire dans la meilleure condition.

Rien d'ailleurs n'est changé dans les autres dispositions relatives à la séparation des schistes, à leur extraction et aux diverses parties du travail. Tels sont les organes essentiels qui constituent l'appareil proprement dit.

Le mouvement est donné à tout ce système mécanique par une machine à vapeur de la force de dix chevaux environ, lorsqu'on emploie des broyeurs simples, et de quinze chevaux avec des broyeurs doubles. Cette force répond à des charbons durs; elle pourrait être un peu diminuée pour des charbons tendres, en raison de la moindre résistance au broyage.

Nous faisons usage de préférence pour les grands appareils d'une machine à vapeur fixe horizontale munie de son modérateur. Le volant fait poulie et transmet le mouvement par courroie à l'arbre supérieur commandant les pistons des bacs et le classificateur. Cet arbre est à trois coudes divisant la circonférence de rotation en trois parties égales. Une poulie folle double la poulie fixe de l'arbre supérieur, ce qui permet un désembrayage facile; à l'extrémité opposée de cet arbre est la commande du releveur.

Sur l'arbre du volant sont les poulies de commande aux broyeurs simples ou doubles et à l'élévateur. La pompe reçoit le mouvement à l'extrémité de l'arbre moteur par une manivelle à coulisse qui permet de régler à volonté la course du piston et de n'élever que la quantité d'eau nécessaire aux besoins du service. La grille à secousse peut être commandée par une poulie fixée sur un des cylindres broyeurs ou sur l'arbre supérieur.

Le calcul de la force motrice absorbée par chacun des organes du système aurait un intérêt plus théorique que pratique, et sa détermination exacte serait fort difficile en raison des résistances d'inertie dont l'appréciation échappe trop souvent au calcul. D'ailleurs cette recherche toute spéculative nous mènerait trop loin. La force employée augmente rapidement pour les broyeurs avec la dureté des charbons. Elle est en outre proportionnelle à la quantité de matières brisées, et suit une progression rapide quant au degré d'écrasement. Dans l'élévateur, elle est simplement proportionnelle au poids du charbon élevé en raison de la hauteur. La quantité de matières passant sur le classificateur n'exerce qu'une faible influence sur la force employée à son agitation ; c'est une valeur à peu près

constante avec une vitesse et un poids fixes. Dans les bacs, la force motrice absorbée par chacun des pistons reste aussi constante quelle que soit la quantité de matière soumise au travail dans un temps donné, la nature des couches et leur épaisseur restant les mêmes, ainsi que le diamètre des trous de la plaque perforée. Le releveur est à peu près dans les mêmes conditions que l'élévateur. Pour la pompe, l'effort est en raison du volume d'eau élevé et de la hauteur d'élévation.

Le calcul et l'expérience directe donnent, à très-peu près, les résultats suivants avec des charbons mi-durs et des broyeurs simples :

Force motrice absorbée par un travail de 150 tonnes par jour (10 heures de travail effectif) en tenant compte des frottements.

	chev.
Broyeurs simples.	2,50
Élévateur.	0,85
Classificateur.	0,80
Pistons des trois bacs.	3,00
Releveur.	0,40
Pompe (travail par courant d'entraînement).	1,00
Total de la force absorbée.	8,25

Avec une machine de 10 chevaux on a donc un excédant de force motrice, qui se trouve utilement employée quand on a des charbons très-durs à traiter et qu'on veut atteindre à de plus grandes quantités.

Des appareils dans les conditions précitées, avec trois bacs, suffisent au traitement de 150 à 180 tonnes et même quelquefois 200 tonnes par journée de dix heures de travail effectif. Or, à l'exception de nos grands établissements métallurgiques, il est peu de houillères sur le continent qui soient en état d'alimenter une machine aussi puissante et d'utiliser complétement sa force productive : il faudrait le plus souvent centraliser la sortie de plusieurs puits ; alors le moindre faux trans-

port augmenterait le prix de revient au delà de la valeur de l'opération elle-même. Il serait donc important, dans ces cas nombreux, d'avoir des appareils d'une moindre force, pouvant être facilement adaptés aux dispositions existantes de l'abord des puits, d'une commode et rapide installation, et susceptibles d'être transportés sur d'autres points sans dépense sérieuse.

Pour résoudre ce problème assez complexe il fallait rendre le moteur et la pompe solidaires de l'appareil de manière à ce que celui-ci serve d'appui ou de fondation ; réduire le poids de tout le système aux limites d'un déplacement pratique par les moyens ordinaires et en masse, sans avoir rien, ou presque rien, à démonter ; supprimer toutes les installations fixes, telles que bassins en maçonnerie, bâtiment de machine, fondations, etc.

Toutes ces conditions ont été remplies dans le nouvel appareil dit locomobile, représenté Pl. VII.

La charbon arrivant de la mine par l'estacade est déversé dans la trémie qui l'amène à la grille à secousse semblable, aux dimensions près, à celle décrite dans le grand appareil. Le gros charbon se rend sur la table de triage qui peut être à claire-voie formée d'une forte grille en fonte ou fer. Si le gros charbon doit être recueilli pour le commerce, il peut être chargé directement de cette table dans le wagon d'expédition. Si au contraire il doit être broyé, quelques coups de massette sur les gros fragments suffisent pour les faire passer au travers de cette grille et les faire tomber entre les cylindres broyeurs. Le second numéro de la grille à secousse se rend aussi aux broyeurs immédiatement, et la partie fine va à l'élevateur en passant par la fosse.

L'élévateur déverse directement dans un bac unique

le charbon déjà préparé et réduit par le broyage à un degré de finesse tel que le classement par ordre de grosseur ne soit pas très-nécessaire.

La surface criblante de ce bac est à très-peu près égale à la moitié de la superficie des trois bacs du grand appareil, de manière à produire environ la moitié de la quantité fournie par ceux-ci. Cette surface a été portée à la limite qu'on peut atteindre en conservant un bon travail. Les dispositions relatives à la séparation et à la sortie des schistes sont d'ailleurs maintenues les mêmes ; le travail se fait par immersion complète et la sortie du charbon s'effectue sous l'action du piston et à l'aide du releveur.

Cet appareil présente dans sa construction des détails dignes d'intérêt. La plaque de l'arrière, à laquelle est fixé le cylindre du bac, offre un appui solide à l'établissement du cylindre moteur. C'est sur le côté de cette plaque et sur le flanc du bac qu'est fixé verticalement le cylindre à vapeur relié par des nervures d'attente au cylindre du bac. La bielle de la machine motrice transmet directement le mouvement de rotation à l'arbre placé au-dessus du cylindre du bac, lequel est supporté par deux chevalets reposant sur des pattes venues de fonte à ce cylindre et à la plaque d'arrière, de manière à former un entablement solide. La vitesse initiale de l'arbre moteur est de 100 tours par minute : il porte à la fois le volant et toutes les commandes, savoir :

Au piston du bac par un coude.

A la grille à secousse, aux broyeurs, à l'élévateur et au releveur par des poulies. Tout l'espace est utilement occupé.

La tige du piston à vapeur traverse le fond inférieur de son cylindre ; et cette extrémité est transformée en

piston plein de la pompe d'alimentation de l'appareil. Cette pompe à traction directe est fixée aussi contre le flanc du bac, en dessous et dans le prolongement du cylindre à vapeur. L'eau, foulée par la pompe, est introduite directement dans le bac; un robinet de trop-plein sert à régler la quantité.

Sur le côté de cette pompe d'alimentation de l'appareil, peut s'adapter, au besoin, une petite pompe alimentaire d'une chaudière à vapeur, pour le cas où il faudrait entretenir un générateur; elle est mue également par la tige du piston à vapeur.

La partie antérieure du bac est construite en forte tôle solidement reliée; le poids est ainsi sensiblement réduit. Le tout est assujetti sur un châssis en bois; et lorsque l'appareil est en place, l'espace sous le fond incliné du bac peut être garni en maçonnerie ordinaire, pour augmenter la stabilité.

Cet appareil, ainsi construit, n'exige aucune dépense appréciable de montage et d'installation sur place : il peut être transporté de l'atelier de construction à sa destination tout monté, et mis en roulement immédiatement.

Lorsque l'installation a lieu aux abords d'un puits, la petite quantité de vapeur nécessaire au service peut être fournie sans dépense première par les chaudières de la machine d'extraction; c'est le cas le plus général. Dans les circonstances exceptionnelles où on n'aurait pas de chaudière à proximité, il suffit d'ajouter une petite chaudière fixe ou locomobile, alimentée par la pompe supplémentaire dont nous avons parlé.

Un appareil de ce genre peut opérer sur 70 à 100 tonnes en dix heures de travail, suivant la nature du charbon, en employant une force motrice de quatre chevaux environ. Le travail est ici, comme dans les

grands appareils, entièrement mécanique et continu; le service se fait avec un seul ouvrier, le machiniste, et dans des conditions extrêmement économiques, ainsi que nous le verrons.

Tels sont, pour les grands et petits appareils, les dispositions et agencements mécaniques qu'une expérience de plusieurs années et des études sérieuses nous ont démontré être les meilleurs. Comme dans toutes les créations, plus d'une difficulté a dû être surmontée avant d'arriver au degré de perfection qui est atteint. La plupart des obstacles sont nés de la diversité des charbons; il fallait trouver des combinaisons générales qui pussent satisfaire à tous les cas donnés, et susceptibles cependant, par de légères modifications, de se prêter à toutes les circonstances spéciales. Nous pensons avoir résolu ce problème intéressant.

Nous avons à examiner actuellement les résultats techniques et économiques du travail.

Les qualités physiques et chimiques de la houille sont extrêmement variables d'une contrée à l'autre. Chaque bassin houiller a un caractère général distinctif qui lui est propre, et cependant on trouve encore, dans les diverses exploitations d'un même bassin, des variations essentielles dont on a à tenir compte. La même couche se modifie parfois dans sa composition et sa manière d'être, et il arrive qu'une exploitation fournit, à de courts intervalles, des produits variables. Il serait sans intérêt et matériellement impossible de suivre dans leurs détails toutes ces modifications ou transformations. Nous tracerons rapidement, au point de vue qui nous occupe, les traits généraux distinctifs.

Nous devons distinguer dans la houille ses caractères physiques, constituant le mode d'agrégation moléculaire d'où naît la dureté ou la friabilité; sa composition

chimique, non pas tant sous le rapport de tous ses éléments constitutifs, tels que carbone, hydrogène, oxygène, etc., mais eu égard aux substances non combustibles en combinaison intime, ce qui constitue la cendre normale du charbon, qu'aucune opération mécanique ne saurait enlever; enfin, sa manière d'être considérée dans un ordre d'idée que nous pourrons appeler minéralogique, exprimant le simple mélange de la houille avec des substances étrangères telles que les schistes houillers, le sulfure de fer, le fer carbonaté lithoïde, les sulfates et carbonates de chaux, etc., substances qui peuvent se détacher entre elles, et de la houille, par le brisement ou la simple division, non pas tout à fait moléculaire, mais en petits fragments.

Ainsi, en Angleterre, les charbons du bassin de Newcastle sont généralement durs, riches en hydrogène et en goudron, contenant peu de cendre normale (1 1/2 à 2 p. 100). Les matières mélangées sont : le sulfure de fer, en assez forte proportion, disséminé dans des plans de fissure en petites paillettes, ou strié dans des rognons de charbon, et plus rarement en cristaux cubiques ; le schiste houiller est tendre et généralement peu abondant. Mais on trouve également, dans les plans de fissure, une forte proportion de petites lamelles de carbonate de chaux, qui, au contact du sulfure de fer, se transforment en sulfate de chaux et se détachent facilement de la surface du charbon au moindre choc.

Il résulte de ces caractères que le menu charbon doit renfermer beaucoup de corps étrangers; sa dureté s'oppose à la formation d'une quantité un peu notable de poussière, et dans cette faible proportion viennent se réfugier toutes les lamelles très-ténues de sulfate et carbonate de chaux, les paillettes de sulfure de fer et les schistes houillers qui, étant souvent plus tendres

que la houille elle-même, se réduisent plus facilement en poussière. Le menu devient donc le réceptacle de toutes les impuretés de la houille résultant de l'exploitation dans la mine, et du brisement des fragments dans toutes les manipulations. Le dust (poussière), passé à une grille de huit à dix millimètres, contient 15 à 18 p. 100 de corps étrangers. Ce charbon peut être considéré comme un type extrême.

Les charbons du Wigan (bassin de Liverpool) sont généralement plus riches encore en gaz que ceux de Newcastle, mais un peu moins durs. Ils renferment une proportion moindre de sulfure de fer, de sulfate et de carbonate de chaux et plus forte de schiste houiller. La poussière est impure, quoique à un degré inférieur à celle de Newcastle. Ces charbons, malgré leur impureté moins grande, mais par cela même qu'ils sont sensiblement plus friables, ne sont pas tout à fait aussi faciles à traiter que les précédents. Cela tient également à la nature des résidus, dont la densité n'est pas aussi élevée, prise en moyenne.

La houille grasse du pays de Galles, propre à la fabrication du coke, notamment des environs de Newport et de Cardiff, est encore sensiblement plus tendre que celle du Wigan, et, à plus forte raison, que celle de Newcastle ; elle peut être rangée dans la catégorie des charbons mi-durs, mais moyennement riche en gaz, et très-convenable à la carbonisation. Certaines couches sont très-pures, surtout en cendre normale (1 à 2 p. 100). La couche n° 2 renferme en mélange une assez forte proportion de schiste, bien que le charbon en fragments contienne peu de cendre normale ; mais comme il est plus friable qu'à Newcastle, le menu fin est relativement moins impur. Le charbon de ces contrées renferme bien moins de sulfure de fer que celui du Wigan, et sur-

tout de Newcastle; on ne rencontre que des quantités inappréciables de sulfate et de carbonate de chaux; aussi convient-il éminemment aux usages métallurgiques; mais son traitement pour épuration est plus difficile.

Dans le nord de l'Angleterre, on ne livre à l'appareil que le charbon préablement criblé au sortir de la mine, c'est-à-dire le dust, et quelquefois les pises (pois). Dans le pays de Galles, le charbon, étant plus friable, ne subit pas les mêmes manipulations, et on livre des fragments plus gros, qu'il est utile de broyer pour la fabrication du coke.

En France, les charbons qui se rapprochent le plus de ceux du nord de la Grande-Bretagne par leur dureté et certains caractères minéralogiques, sont ceux du bassin du Centre (Commentry) et de l'Aveyron; mais ils s'en éloignent par la teneur en cendre normale, qui est ici sensiblement plus forte (3 à 6 p. 100). En outre, les charbons du Centre contiennent souvent une variété de schiste argileux, qui se délaye à l'eau et forme une boue argileuse qui reste en suspension. On conçoit que, pour de tels charbons, le courant d'eau devienne une nécessité pour laver les surfaces. Le dépôt des poussières est peu abondant, très-impur, pauvre en charbon, et impropre à toute espèce d'usage, lorsque le travail est bien fait. Dans l'Aveyron, le fait de l'existence des schistes argileux ne s'offre pas; mais le sulfure de fer est en abondance; la présence caractéristique pour le bassin de Newcastle des lamelles de sulfate de carbonate de chaux n'est ici qu'un accident.

Les charbons du bassin de la Loire, qui ont toujours joui, et à juste titre, d'une réputation de supériorité sur tous les charbons du continent, forment en quelque sorte le terme opposé à ceux de Newcastle. Les houilles

grasses, surtout, propres à la fabrication du coke sont très-friables et peu chargées de sulfure de fer; quelques-unes renferment une assez forte proportion de schiste; mais ce qui est généralement désigné sous cette dénomination doit être divisé en trois espèces bien distinctes: 1° schiste houiller proprement dit, presque toujours dur; 2° minerai de fer (carbonaté lithoïde et oolitique), très-dur; 3° et un mélange intime de schiste et de charbon connu dans le pays sous le nom de cru, beaucoup plus dur que le charbon et donnant à l'incinération 25 à 30 p. 100 de cendre. Toutes ces substances mélangées au charbon étant beaucoup plus dures que lui, celui-ci par sa plus grande friabilité se réduit le premier en poussière et en bien plus grande quantité dans les diverses manipulations qu'on lui fait subir; de là vient que la partie fine est la plus pure du mélange.

Pour rendre le fait comparatif plus sensible par des chiffres, supposons que l'on prenne 1.000 kilogrammes de menu charbon de Newcastle ayant passé au travers d'une grille dont les trous ont 30 millimètres de diamètre, et 1,000 kilogrammes de charbon menu de Saint-Étienne dans les mêmes conditions. Si par le classificateur nous divisons par grosseur chacune de ces quantités en trois parties égales en poids, nous aurons à très-peu près les résultats suivants :

Newcastle.

			millim.		millim.	teneur en schiste.
1er tiers,	ou 333k,33,	compris entre	30	et	14	8 p. 100
2e tiers,	—	—	14	et	6	12
3e tiers,	—	inférieur à	6	et	»	22
		Moyenne.				14

Saint-Étienne.

1er tiers,	ou 333k,33,	compris entre	30	et	10	15
2e tiers,	—	—	10	et	3	8
3e tiers,	—	inférieur à	3	et	»	4
		Moyenne.				9

On voit d'après cela que la proportion de schistes ou matières impures augmente dans le charbon de Newcastle à mesure que les fragments diminuent de grosseur, tandis que c'est exactement l'inverse à Saint-Étienne.

Ces résultats justifient l'importance qu'on doit attacher, dans le bassin de la Loire surtout, à recueillir avec soin toutes les poussières : ils se modifient d'ailleurs à l'infini pour chaque localité et dans les divers pays, en raison du rapport de la friabilité du charbon et des matières mélangées : des chiffres absolus et déterminés seraient donc sans importance.

La présence, heureusement assez rare, du cru dans certains charbons du bassin de Saint-Étienne, augmente considérablement les difficultés du travail : c'est principalement dans quelques couches du système supérieur de Bérard et du système moyen de Méous qu'on rencontre cette substance dont la densité, étant intermédiaire entre celles du schiste houiller et du charbon, devient un grave embarras; il faut le faire passer au schiste ou au charbon : dans le premier cas, le déchet peut devenir énorme; dans le second, l'épuration est imparfaite.

On pourrait, au besoin, obtenir le cru séparément par quelques modifications aux dispositions décrites; mais on peut aussi, sans rien changer, et en raison de sa plus grande dureté, conserver le meilleur cru en grande partie dans la première division par grosseur et le mauvais aux schistes : les numéros fins en sont alors presque complétement débarrassés. La perfection de travail fournie par l'appareil peut seule atteindre un tel résultat.

Dans le bassin du Gard, les charbons de la Grand-Combe sont moyennement durs ou presque durs au

sortir de la mine; mais bientôt ils s'altèrent à l'air et fournissent pas mal de menu. Les schistes mélangés en abondance sont généralement durs. Il résulte de là que les gros numéros de classement sont plus impurs que les fins; c'est le contraire de ce qui a lieu pour les charbons du bassin du Centre avec lesquels ceux-ci ont une certaine analogie d'aspect; c'est, par une cause différente, un peu analogue à ce qui se passe à Saint-Étienne, quoique les charbons ne se ressemblent nullement. Les houilles de la Grand-Combe sont assez ordinairement peu riches en gaz et en goudron, et sous ce rapport de qualité très-variable. La proportion de cendre normale est élevée.

Les charbons de Portes sont à peu près dans le même cas, quoique préférables. Ceux de Bessège sont plus purs, mais un peu plus friables.

Les charbons du bassin de Saône-et-Loire sont assez généralement durs (Blanzy), riches en gaz et présentent quelque analogie avec ceux de Commentry, quoique moins chargés en sulfure de fer. Au Creusot, la friabilité augmente et la proportion de gaz diminue.

Dans le bassin du Nord, les charbons à coke sont ordinairement mi-tendres; mais comme les schistes sont très-friables, la poussière est plus impure que les numéros supérieurs. Quelques fosses, telles que le puits Napoléon, renferment une assez forte proportion de sulfure de fer disséminé dans la masse et difficile à extraire : ce cas n'est pas très-général, heureusement.

En Belgique, dans le bassin de Mons, les charbons gras sont d'une extrême friabilité, et il importe ici au plus haut degré de recueillir la poussière; mais il faut le faire dans certaines conditions spéciales. Le schiste est aussi très-friable, quoique à un moindre degré que le charbon : il en résulte que la poussière serait un peu

plus pure que les numéros supérieurs s'il ne s'y trouvait pas mélangée une substance noire pulvérulente assez analogue au fusin, contenant 8 à 10 p. 100 de cendre; cette matière surnage : de là vient la nécessité pour l'éliminer d'avoir un faible courant d'entraînement, et d'opérer par décantation en même temps que par submersion complète. Les petits fragments de ces charbons sont purs en cendre normale (1 1/2 à 2 p. 100 dans la grande couche d'Élouge), et avec un bon travail on peut obtenir d'excellents produits.

Les charbons à coke du bassin de Charleroi, qui est la continuation non interrompue de ceux du Nord et de Mons, sont peu abondants. Ils sont moins friables que les précédents, renferment moins de fusin, mais un peu plus de sulfure de fer, quoiqu'en petite quantité.

Les charbons gras du bassin de Liége, prolongement de celui de Charleroi en passant par Namur, sont encore un peu moins friables; on pourrait presque les ranger dans la catégorie des charbons mi-tendres; il n'y a presque plus de fusin, mais la proportion de sulfure augmente encore. Ici, comme à Charleroi, la poussière est plus chargée de matières étrangères que les numéros supérieurs, bien que la différence ne soit pas grande. Ce sont des charbons faciles à traiter.

En Prusse, dans le bassin de la Rhur, les charbons sont d'une remarquable régularité de gisement et de composition, mi-tendres, schisteux et moyennement sulfureux. Le schiste est assez friable, en sorte qu'il n'y a pas une différence bien sensible de teneur entre la poussière et les fragments supérieurs. La quantité de cendre normale est dans les moyennes, variant de 3 à 4 p. 100. La teneur en gaz et goudron tient également le milieu entre les extrêmes.

Dans le bassin de Saarbruck, les charbons sont

durs, très-schisteux et sulfureux : quelques variétés riches en gaz et pauvres en goudron ont une teneur en cendre normale élevée. Ils sont d'un traitement facile.

On voit, par cet examen rapide des principales richesses en combustible minéral de l'Europe, la diversité de composition de cet important produit. Chaque contrée fournit un caractère distinctif, chaque localité des différences spéciales qu'on ne pourrait suivre dans tous les détails, mais qu'il fallait grouper par des faits généraux pour arriver à une pratique simple et facilement applicable à tous les cas. On peut résumer en quatre catégories principales les conditions de constitution des charbons, correspondant à quatre modes généraux de travail.

1° Charbons friables à poussière pure, exigeant impérieusement que toute la poussière soit recueillie dans lecharbo n même.

Ces charbons doivent être traités par submersion complète, sans courant d'eau d'entraînement ou avec un très-faible courant.

2° Charbons friables à poussière impure.

Ce cas est rare : il faut envoyer aux bassins une petite proportion de poussière, et opérer par immersion et par décantation à la surface avec faible courant.

3° Charbons durs à poussière pure.

C'est le cas le plus facile : on peut travailler par entraînement ou par immersion sans entraînement, à volonté; mais préférablement par ce dernier système.

4° Charbons durs à poussière impure.

Le système par entraînement est presque toujours préférable, surtout si le charbon est argileux : il vaut mieux envoyer aux bassins 1 ou 2 p. 100 d'un bas pro-

duit impropre à toute espèce d'usage que de le conserver dans le charbon.

Dans les cas intermédiaires on modifie, d'après les considérations qui ont été développées, par des combinaisons des quatre cas principaux.

On peut voir, par ce qui précède, combien est importante et compliquée la question de l'épuration de la houille, quels soins il faut apporter dans le choix des moyens à employer, suivant la nature des charbons, pour arriver à un résultat parfait de pureté du produit, sans perte en charbon et dans des conditions convenablement économiques. Quelques esprits superficiels ont pu penser que, pour une opération en apparence aussi simple et grossière, tous les moyens, même les plus imparfaits, étaient bien suffisants; qu'on pouvait parfaitement se contenter, par exemple, de jeter la houille dans un courant d'eau qui entraînerait les matières charbonneuses, laissant en route les parties impures plus lourdes. Mais, lorsqu'on entre au cœur de la question, on ne tarde pas à reconnaître que cette opération est une des plus délicates et des plus difficiles à effectuer pour atteindre un résultat complet, et qu'il ne faut rien moins que des appareils d'une extrême perfection si l'on veut faire une épuration sérieuse et lucrative, surtout aujourd'hui avec le prix élevé et toujours croissant des charbons.

Recherchons maintenant le coût de l'opération.

La dépense varie en raison du travail effectué dans un temps donné. Or cet élément change lui-même avec la nature du charbon et suivant que l'on exécute un double ou un simple broyage. Prenons une situation moyenne, c'est-à-dire une qualité pouvant être traitée à raison de 150 tonnes par journée de travail, avec un appareil à trois bacs et broyeurs simples.

Le service de l'appareil exige un machiniste pour soigner l'ensemble du système, moteur et appareil, et un aide faisant fonction de chauffeur. Quelquefois, dans certains cas particuliers, on ajoute un enfant pour la surveillance des broyeurs et de la fosse à charbon; mais la plupart du temps il peut être supprimé sans inconvénient.

La dépense journalière se compose donc de :

	fr.
Un mécanicien ou machiniste à 4 ou 5 francs par jour, suivant les localités; admettons 5 francs, ci	5,00
Un aide ou chauffeur à 2 ou 3 francs par jour, ci. . .	3,00
Avec une machine à moyenne pression, sans détente variable et sans condenseur, la dépense en combustible peut être estimée à 4 kilogrammes par heure et par force de cheval, soit pour 8 1/2 chevaux et pour dix heures 340 kilogrammes; mais comme le travail est suspendu la nuit, admettons une consommation de 400 à 450 kilogrammes de charbon valant sur le puits 0f,60 à 1f,30, suivant les bassins houillers. Prenons le maximum, ci.	5,85
Graissage et entretien estimés de 3 à 4 francs, ci.. .	4,00
Total de la dépense journalière.	17,85

	fr.
Soit pour une tonne à raison de 150 tonnes de charbon travaillées par jour, ci.	0,119

Cette dépense est réduite de moitié environ lorsqu'on a la vapeur gratuitement, ce qui se présente fréquemment près des puits ou des établissements de fours à coke dont on peut utiliser la chaleur perdue ; car alors, outre le charbon, on supprime encore l'aide-machiniste.

Les frais de premier établissement comprenant l'appareil avec tous ses accessoires, machine à vapeur munie de son générateur, bâtiment, clôture, installation, etc., s'élèvent à environ 35.000 francs. L'intérêt et l'amortissement de ce capital estimé à 10 p. 100, soit 3.500 par an, grèverait la tonne de charbon de

A reporter. 0,119

Report.	0,119
0f,077. Mais comme l'appareil étant bien entretenu pourra très-convenablement fonctionner encore au bout de vingt ans et conservera une valeur fort appréciable, supérieure à celle des matériaux, ce chiffre pourrait être réduit à 0f,06 ou même 0,05; admettons.	0,060
Enfin nous avons à comprendre la prime ou redevance due à l'invention que nous pouvons établir capitalisée à.	0,100
Total ou prix de revient maximum par tonne de charbon livré à l'appareil.	0,279

A ce prix, le charbon est broyé; classé par grosseur, lorsqu'on le désire pour des services spéciaux; épuré avec la dernière perfection, de manière à n'avoir aucun schiste dans le charbon, ni aucun charbon dans le schiste; chargé en wagon pour l'expédition, ainsi que les schistes sur le wagon de décharge; sans perte en charbon par les poussières, et en n'employant que le minimum d'eau indispensable.

Lorsqu'on considère la multiplicité des opérations et leur perfection sur des masses si considérables, on est frappé du bas prix de revient qui est atteint.

L'appareil locomobile donne des résultats économiques au moins aussi avantageux que ceux-ci.

Cependant, par des considérations particulières fondées parfois sur des motifs d'économie relativement à la dépense de premier établissement, les nécessités d'une prompte organisation, ou une appréciation inexacte des données essentielles de la question, quelques exploitations font encore usage de deux systèmes de lavage empruntés à la préparation mécanique des minerais : le débourbeur désigné sous le nom de lavoir à eau courante, et le crible à secousse ou le bac à piston très-primitif fonctionnant à bras.

Il n'est pas sans intérêt d'examiner les résultats pratiques et économiques de ces deux instruments.

Le lavoir à eau courante consiste dans une caisse rectangulaire établie suivant une pente de 10 à 12 centimètres par mètre. En amont est un plan incliné dirigé en sens inverse de l'inclinaison générale de la caisse et régnant sur le quart ou le cinquième de la longueur. Il résulte de cette disposition, que le sommet du petit plan incliné est en contre-haut du fond de la caisse, en forme d'escalier, un peu resserré à la partie supérieure. Un courant d'eau arrive en tête du lavoir, remplit le premier compartiment, puis tombe sur le fond de la caisse.

Un ouvrier jette à la pelle le menu charbon à laver dans le premier compartiment, l'agite sous l'action du courant qui entraîne, en remontant le plan incliné, les parties les plus légères, et laisse dans le fond les parties lourdes : or celles-ci sont le schiste et le sulfure de fer, tandis que le charbon plus léger est amené par le courant dans la caisse; ici la section étant plus considérable, le courant est moindre et le charbon se dépose. Au bas de la caisse est une claie en osier placée là pour essayer de retenir les parties fines de charbon entraînées par le courant.

On peut voir de suite que dans la caisse un gros fragment de charbon sera transporté aussi loin qu'un petit fragment de schiste, et qu'ils ne cesseront pas d'être mélangés : aussi cette méthode est-elle très-imparfaite. Le résultat dépend d'ailleurs essentiellement du soin que l'ouvrier apporte à son travail en réglant convenablement le courant, et en agitant avec précaution les matières. Il peut à volonté produire beaucoup, mais très-mal; c'est alors une simple immersion donnant une forte perte en charbon sans aucun avantage appréciable d'épuration, ou produire moins avec un résultat médiocre et toujours chèrement acheté. Une surveillance active est

indispensable, et l'on n'est jamais certain du résultat.

Quelquefois on fractionne le produit de la caisse : le premier tiers en amont est mis à part pour être relavé; les deux tiers en aval sont seuls recueillis.

On conçoit, d'après ce qui précède, que les qualités les moins convenables pour être traitées de la sorte sont les charbons friables à poussière pure, car alors on perd par entraînement une quantité considérable du meilleur produit.

Cette méthode exige beaucoup d'eau : c'est souvent un obstacle absolu dans plusieurs localités. Pour réduire la perte effective en charbon, on est obligé d'avoir de vastes bassins de dépôt qui augmentent les frais d'installation. Au sortir de ces bassins, l'eau retient le plus souvent 2 à 4 p. 100 de charbon, à cause de l'énorme courant nécessaire à l'entraînement. Si l'eau est ramenée en service, il faut l'établissement d'un moteur avec tous ses accessoires : c'est alors une augmentation notable de frais de premier établissement, et une dépense courante à peu près équivalente à elle seule à toute l'opération du broyage et de l'épuration. Si l'eau est perdue et envoyée dans une rivière ou un ruisseau, outre la perte en charbon, on est exposé à payer des indemnités souvent considérables.

Essayons de fixer par des chiffres les résultats de ce mode de travail : admettons un charbon moyen, c'est-à-dire mi-dur.

Prenons le charbon tout préparé, broyé, criblé et amené en tête du lavoir.

La quantité produite est corrélative du résultat comme épuration : au delà d'une certaine limite de production il y a évidemment désavantage à pousser l'opération plus loin. On peut admettre par lavoir 120 hectolitres, soit 10 tonnes par jour :

Le service d'un lavoir exige deux hommes dont le prix de la journée varie de 2f,25 à 2,75 ; admettons le minimum, ci. 4f,50

Entretien de l'appareil, pelles, râcles, etc., environ par jour. 0,20

La main-d'œuvre de lavage avec ses accessoires d'outils coûte donc déjà. 4,70

Soit par tonne. 0f,47

Le prix d'un lavoir est d'environ 300 francs. A ce chiffre il faut ajouter pour dépense d'installation, hangard, bassins, conduits d'eau, etc., environ 800 francs par lavoir au minimum ; c'est donc un capital de premier établissement de 1.100 francs correspondant à un travail de 10 tonnes par jour, ou 1.100×15=16.500 fr. pour un travail de 150 tonnes équivalant à un appareil.

Nous faisons abstraction des frais de toute nature pour ramener l'eau en service, qui augmenteraient très-sensiblement la dépense d'installation en la portant à un chiffre supérieur à celui d'un appareil complet.

L'intérêt et l'amortissement du chiffre minimum de 16.500 francs ne peuvent être comptés à moins de 10 p. 100 : la durée sera de beaucoup inférieure à vingt années, et à la fin de son service le bois pourri est sans valeur, la tonne de charbon sera donc grevée de ce fait de 0f,037.

Les frais de lavage, d'intérêt et d'amortissement s'élèvent donc par tonne à 0,470 + 0,037 = 0f,507.

Les produits de l'opération se scindent en quatre parties :

Admettons un charbon contenant 10 p. 100 de matières schisteuses.

Nous avons :

1° Dans le premier compartiment d'agitation, les schistes les plus lourds dans la proportion de moitié environ, mélangés à 40 ou 50 p. 100 du charbon du plus gros volume qui n'a pu être entraîné. Ce produit est jeté.

2° Dans la caisse, en faisant abstraction de la partie en amont à relaver, se trouve le charbon à recueillir renfermant encore 3/10 environ du schiste primitivement contenu.

3° Dans les bassins de dépôt on obtient 6 à 8 p. 100 de poussière charbonneuse mélangée à 1 $\frac{1}{2}$/10 de schiste fin, ce qui donne une teneur de 15 à 18 p. 100 en schiste à ces boues qui ne peuvent plus être lavées utilement.

4° Enfin 3 à 4 p. 100 environ de charbon très-fin uni à des matières argileuses en supension, sont entraînés hors des bassins et perdus.

La perte ou moins-values en charbon sur 1.000 kilogrammes se décompose donc de la manière suivante :

	kil.
Mélangé au schiste dans le compartiment d'agitation. . .	20
Perte par entraînement hors des bassins.	30
Total de la perte au minimum.	50
Soit. . . . . . . 5 p. 100.	

En estimant ce charbon, après les manipulations qu'il a déjà subies, à 1f,30 les 100 kilogrammes au minimum, ce serait donc une perte réelle par tonne de.	fr. 0,65
Les 7 p. 100 en moyenne qu'on peut recueillir dans les bassins valent à peine, en raison des frais qu'ils nécessitent pour les extraire, et de leur impureté, 0f,50 les 100 kilogrammes; ce serait donc ici une perte en moins-value de 0f,80 par 100 kilogrammes, soit par tonne sur 7 p. 100.	0,56
Valeur totale de la perte en charbon et en moins-value.	1,210
Ajoutons les frais de l'opération.	0,507
Total réel de la dépense de lavage.	1,717

Pour cette dépense déjà assez considérable, on obtient un produit renfermant encore 3/10 environ de la quantité de schiste primitivement contenue.

Mais pour comparer ces résultats à ceux de l'appareil, nous avons à tenir compte de plusieurs autres éléments de dépense.

Nous avons supposé le charbon amené en tête des

lavoirs, broyé et criblé : double opération faite par l'appareil, et qu'il faut faire ici.

Dans plusieurs localités on a fait usage, pour concasser le charbon destiné à la carbonisation, de battoirs en fonte fixés à l'extrémité de manches en bois. Le charbon ainsi concassé était ensuite criblé à la main sur des grilles inclinées. Ce double travail et le transport au lavoir entraînaient à une dépense de 1 franc par tonne; mais comme elle ne portait que sur environ les deux tiers ou un peu plus de la moitié du produit livré à cette opération, c'était donc en réalité $0^f,60$ à ajouter par tonne de charbon à laver, plus le transport de la partie non concassée, soit en tout $0^f,70$.

Cette opération ne s'exécute pas partout, heureusement pour les exploitants; mais il faut ajouter généralement pour le criblage, le triage sans broyage et le transport aux lavoirs, au moins $0^f,25$ par tonne.

Enfin l'appareil livre le charbon et le schiste chargés en wagons, tandis que, avec les lavoirs, les matières sont livrées sur le sol. Le chargement ne peut être estimé à moins de 0,07 par tonne.

	fr.
La dépense totale sans broyage, cas le plus favorable aux lavoirs, sera donc de 1,717 + 0,25 + 0,07 = . . .	2,037
Et avec broyage elle s'élèvera au moins à 1,717 + 0,70 =	2,417

Ce résultat comparé à celui de l'appareil établi à 0.279 indique déjà suffisamment les avantages et les services rendus à l'industrie. Dans un cas, le produit contient encore près d'un tiers de matières étrangères; dans l'autre, la pureté est absolue et aussi grande que le comporte la nature du charbon, en raison de la cendre normale en combinaison.

L'autre méthode manuelle fait usage du bac à piston.

Cet instrument se compose, ainsi que nous l'avons dit brièvement, d'une caisse rectangulaire en bois di-

visée en deux compartiments inégaux par une cloison verticale qui n'atteint pas tout à fait le fond de la caisse. Dans le plus petit des compartiments joue un piston creux en bois mis en mouvement par un ouvrier à l'aide d'un balancier à contre-poids, ou par tout autre agencement; mais le balancier est encore ce qu'il y a de plus simple et de préférable. On évite le contre-poids avec deux bacs jumeaux. Un châssis horizontal est fixé dans le bac à une certaine distance en contre-bas du bord supérieur (28 à 30 cent.) : il est recouvert d'un treillis en osier, ou d'une plaque perforée métallique à l'imitation de ce que nous avons introduit dans nos appareils. A 10 ou 15 cent. en dessus de ce châssis est une grille à larges ouvertures, dont le but sera bientôt indiqué.

Le bac étant rempli d'eau jusque près du bord, et le menu charbon déjà criblé et préparé étant placé sur le treillis ou la plaque perforée à peu près jusqu'au même niveau, de manière à ce que l'eau en recouvre la surface, l'ouvrier imprime au piston un mouvement de va-et-vient qui classe les matières dans le bac par ordre de densité, le charbon à la surface et le schiste à la partie inférieure : il donne ainsi une volée de cinquante à soixante coups pendant une minute; puis il soulève le piston plongeur, ce qui fait baisser le niveau de l'eau dans le bac et met le charbon à sec. Un ouvrier enlève alors à la pelle le charbon supérieur : il est arrêté en descendant par la grille à larges ouvertures, placée à 10 ou 15 centimètres au-dessus de la plaque de criblage, qui l'empêche d'arriver jusqu'à la région des schistes. Mais malgré cette précaution, lorsque la couche de schiste s'est accrue, il existe alors une couche intermédiaire, mélange de schiste et de charbon, que l'ouvrier entame forcément, ce qui introduit dans le charbon lavé une proportion assez notable de schiste.

Le charbon enlevé, on charge de nouveau et l'on donne une nouvelle volée de coups de piston. On continue ainsi jusqu'à ce que la couche de schiste ait atteint la grille de garantie : alors on arrête l'opération; on soulève cette grille qui est mobile, et on vide à la pelle la couche de schiste encore mélangée de près de moitié de charbon. Cela fait, on remet la grille en place, on recharge et on continue l'opération.

Dans le commencement du travail surtout, il tombe dans le fond du bac une forte proportion de charbon qui se trouve mélangé à tout le schiste fin. Ce produit, presque toujours très-impur, ne peut plus être travaillé utilement : il est évacué par une porte de sortie inférieure, ce qui oblige à vider le bac.

On voit par ce qui précède que l'opération est toute manuelle, qu'elle est intermittente, et que le temps employé au chargement du charbon, à son enlèvement et à la sortie du schiste, étant beaucoup plus considérable que celui utilisé à produire le classement par ordre de densité sous l'action du piston, le travail effectif doit être très-faible. Nous avons dit pourquoi il était incomplet.

Cette méthode convient peu à des charbons argileux à poussière impure.

En supposant le charbon tout préparé près des bacs par un criblage préalable et un broyage, lorsque c'est nécessaire, les frais de l'opération proprement dite se composent de :

	fr.
Deux ouvriers pour le service d'un bac (un homme et un enfant)	4,00
Réparation et entretien	0,40
Intérêt et amortissement du capital compté à 10 p. 100 sur une valeur de 800 francs dont 400 francs pour le bac et 400 francs pour abri, conduits d'eau, outillage, etc.	0,266
Total de la dépense par jour pour un bac	4,866

Un bac ainsi desservi peut travailler, dans les conditions ordinaires résultant de l'imperfection du système, environ 6 tonnes par jour de charbon menu tout préparé à l'avance.

Les frais par tonne s'élèveront donc à $0^f,81$.

Avec du charbon à 10 p. 100 de schiste et mi-dur, on obtient à très-peu près :

En charbon lavé renfermant encore 2 1/2 à 3 p. 100 de schiste	80 p. 100
En schiste contenant 30 à 40 p. 100 de charbon	8 —
En dépôt boueux et très-charbonneux de l'intérieur du bac	12 —
Total égal	100

Ce fractionnement des produits donne lieu à une perte et moins-value par tonne, savoir :

	fr.
Charbon restant dans les schistes, environ 25 à 30 kilogrammes, soit 25 kilogrammes à $1^f,30$	0,325
Moins-value sur le dépôt du bac, soit 120 kilogrammes dont la valeur doit être réduite à $0^f,70$ les 100 kilogrammes (ici la dépense est moindre pour le recueillir, comparativement à ce qui a lieu dans les grands bassins des lavoirs à eau courante), soit comme moins-value $0^f,60 \times 120$	0,720
Rapportons les frais de l'opération trouvés précédemment	0,810
Total des frais ou prix de revient réel par tonne	1,855

Nous avons supposé le charbon tout préparé et livré près du bac. Si le broyage et le criblage à bras doivent être effectués, c'est dans ce cas, et avec le transport au lavoir et chargement, une somme à ajouter par tonne d'environ $0^f,70$. S'il n'y a que le criblage simple, le transport et le chargement, ce sera environ $0^f,25 + 0^f,07 = 0^f,32$.

Nous avons donc dans le premier cas, pour dépense totale, 1f,855 + 0f,70 = 2f,555.

Dans le second cas, 1f,855 + 0,32 = 2f,175.

On voit donc que cette méthode est un peu moins économique encore que le lavage à eau courante, considéré au point de vue du travail des charbons de dureté moyenne. Cependant il est des cas où elle doit lui être préférée : le résultat comme épuration est à peu près le même : il varie pourtant avec la nature des charbons. Mais, dans toutes les hypothèses, ces résultats sont loin de ceux fournis par l'appareil, tant sous le rapport de l'économie que pour la perfection du travail.

Quelques expériences contradictoires et comparatives, en vue de constater la différence du degré d'épuration entre notre appareil et les procédés manuels ordinaires, ont été faites il y a quelque temps à Saint-Étienne sur des charbons contenant du cru et difficiles à traiter. En voici les résultats :

	TENEUR en cendre du charbon brut employé.	PRODUIT	
		par l'appareil.	par le système ordinaire.
		teneur en cendre.	teneur en cendre.
Premier essai.	19,25 p. 100	7,62 p. 100	13,20 p. 100
Deuxième essai.	12,60	5,13	10,80
Troisième essai.	13,25	5,50	(a)

(a) L'expérience comparative n'a pas été continuée.

Un appareil mis récemment en activité au Creusot, a donné le résultat suivant avec du charbon du puits Chaptal :

Teneur en cendre du charbon brut. . . . . 15,3 p. 100
— — épuré par l'appareil. 2,3 —

Pour comparer entre eux les divers modes d'épuration de la houille, nous devrions prendre les faits dans des conditions identiques, en admettant le broyage dans tous les cas et l'épuration poussée au même degré de perfection : cette dernière condition est difficilement réalisable, nous en ferons abstraction.

Nous avons pour la dépense, pendant un an, de 150 tonnes de charbon traitées par jour, soit pour 300 jours, 45.000 tonnes.

Par l'appareil avec broyage compris, nous devons compter 45.000 tonnes à 0f,279; mais en tenant compte des éventualités de l'industrie, de la responsabilité, de la surveillance et des frais généraux obligatoires dans une opération importante d'épuration, admettons le chiffre de 0f,50, au lieu de 0f,279, nous aurons :

45.000 tonnes × 0f,50 = 22.500 francs.

Des considérations analogues aux précédentes devraient nous faire augmenter le prix de revient des autres méthodes de 0f,20 environ par tonne : négligeons cet accroissement de dépense en conservant les chiffres trouvés.

Par les lavoirs à eau courante avec broyage simple non mécanique :

45.000 tonnes × 2f,417 = 108.765 francs.

Par les bacs à piston, également avec broyage simple non mécanique :

45.000 tonnes × 2f,555 = 114.975 francs.

Différence par an en faveur de l'appareil comparativement aux lavoirs à eau courante :

86.265 francs.

Différence par an en faveur de l'appareil comparativement aux bacs à piston :

92.475 francs.

Ces chiffres, dont on ne se rend pas assez compte généralement, sont trop frappants pour qu'il soit nécessaire de les commenter longuement. On est à se demander si dans des conditions aussi coûteuses des méthodes manuelles, l'opération du lavage présente partout de bien sérieux avantages; et cependant, dans un grand nombre de localités, la supériorité des produits, les conséquences qui en découlent sont tellement considérables qu'il n'y a pas à hésiter, même au prix ci-dessus des frais les plus élevés.

L'épuration de la houille est certainement le progrès le plus important effectué dans la sidérurgie depuis vingt-cinq ou trente ans. Cette opération a été, dans plusieurs usines où la houille était sulfureuse, le signal d'une véritable révolution dans les conditions de marche des hauts-fourneaux et dans la qualité du produit.

Bien que nos premiers travaux d'application datent de 1848, ce n'est guère qu'en 1851 que la question est entrée réellement dans le domaine des opérations industrielles. Indépendamment des difficultés inséparables de toute création, le développement s'est trouvé retardé par une lutte d'intérêt entre le producteur et le consommateur. Si celui-ci reconnaissait un avantage évident à avoir un produit de qualité supérieure, il n'admettait pas toujours une plus-value suffisante pour indemniser convenablement l'exploitant : celui-ci à son tour trouvait plus simple et préférable de vendre des schistes au prix du charbon : l'insuffisance de production signalée en 1852 et 1853 a peut-être trop permis au producteur de dominer la situation.

La question de l'épuration de la houille n'a donc été poussée dans ces dernières années que par les grands établissements métallurgiques à la fois producteurs et consommateurs et, il faut le reconnaître aussi, par les

ingénieurs des chemins de fer qui ont soutenu la lutte avec autant d'intelligence que de persévérance, en maintenant, autant qu'ils l'ont pu, la condition si essentielle pour la traction de la pureté des cokes. Il est peu de localités, tant en France qu'en Angleterre, en Belgique et en Allemagne, où l'on ne puisse, par une bonne épuration, obtenir du coke à 6 p. 100 de cendre, mais en évitant, bien entendu, toute falsification par des mélanges de charbon non lavé. Au reste, la lumière se fait, et bientôt chacun reconnaîtra qu'il est de l'intérêt de tous de ne transporter et ne brûler dans les foyers et fourneaux que des combustibles aussi purs que possible, lorsque surtout cette pureté peut être obtenue dans des conditions tellement économiques.

Les avantages réalisés dans les hauts-fourneaux par l'emploi des cokes épurés portent sur trois points essentiels :

1° Réduction dans la consommation;

2° Allure plus facile;

3° Amélioration de la qualité du produit.

Ces avantages ne se traduisent pas partout de la même manière : la nature des éléments composants joue ici nécessairement un très-grand rôle. La composition du minerai et du lit de fusion a sa part d'influence. En général, partout où le charbon est très-sulfureux, les résultats d'amélioration sont le plus marqués : il est plusieurs établissements importants pour lesquels l'épuration est devenue aujourd'hui une question vitale.

Au point de vue de la consommation en coke, recherchons *à priori* l'effet produit par l'épuration.

Si l'on admet un charbon contenant 10 p. 100 de schiste, en dehors de la cendre normale, et donnant un rendement pratique de 60 p. 100 en coke, la perte

en poids du schiste par la calcination résultant de la carbonisation étant de 20 p. 100 environ, il s'ensuivra que le coke produit dans de telles conditions renfermera 13,33 p. 100 de résidu incombustible, outre la cendre normale primitive de la houille : cette quantité sera en excédant dans le coke provenant du charbon non épuré sur le coke fourni par le charbon préalablement épuré. Ces matières étant introduites dans le haut-fourneau doivent être portées à la température de la fusion : or, comme elles sont généralement très-réfractaires, elles absorberont au moins moitié de leur poids en carbone pour être fondues, soit $\frac{13,33}{2}$. La différence de consommation entre du coke épuré et du coke non épuré se traduira donc par $13,33 + 1/2(13,33) = 20$ p. 100. L'expérience démontre, en effet, que dans les conditions posées, l'économie de consommation est au moins égale à ce chiffre : ainsi, dans les usines où le coke rendu au gueulard du haut-fourneau vaut 35 à 40 francs la tonne, cette économie se traduit par une différence de 7 à 8 francs par tonne de coke, ce qui est déjà considérable. Mais il est des localités où la différence serait plus importante encore et atteindrait 25 à 30 p. 100 dans la consommation.

Les avantages du coke pur quant à l'allure du haut-fourneau, à la régularité de sa marche, à la facilité du travail, sont trop connus actuellement de tous les praticiens pour qu'il soit nécessaire de beaucoup insister. Les symptômes immédiats sont : creuset se dégageant plus facilement, descente plus régulière des charges, laitiers moins visqueux et moins abondants, allure plus chaude, tuyères claires, etc.; tels sont les effets qui résultent surtout de l'emploi des cokes épurés. Bien que ces avantages ne puissent se traduire que diffici-

lement en chiffres, ils n'en sont pas moins très-réels et très-importants. Ce n'est jamais un faible résultat lorsqu'il s'agit, dans les appareils tels que les hauts-fourneaux, d'éviter les accidents de marche et de contribuer à la facilité du travail, à la régularité du fonctionnement, et surtout à l'accroissement de la production : or toutes ces conditions sont obtenues jusqu'aux dernières limites du possible avec des cokes bien épurés.

Enfin l'accroissement de valeur du produit par l'amélioration de la qualité n'est pas moins incontestable, quoique variable dans de grandes limites, quant aux résultats.

A Decazeville, par des soins intelligents apportés dans l'ensemble de la fabrication, et surtout aussi par l'introduction de l'épuration préalable de la houille qui la débarrasse d'une forte quantité de sulfure de fer, on est parvenu à faire du bon fer marchand sans addition de fonte au bois d'un prix plus élevé, dont on ne pouvait se passer précédemment.

De tels exemples ne sont pas rares.

La qualité du fer à la houille a gagné d'une manière extrêmement sensible en France depuis l'épuration des charbons : le maître de forge n'a pas retiré seul le bénéfice de cette amélioration ; incontestablement le consommateur a aussi participé aux avantages obtenus.

Les mêmes effets se sont produits en Belgique, bien qu'à un degré peut-être moins sensible, car les charbons Belges sont généralement peu sulfureux. Quelques chefs d'usine ont cependant résisté au mouvement en prétendant que les schistes de leur coke servaient de fondant à la gangue de leur minerai : le fait serait possible quoique étant une exception fort rare, la plupart des minerais traités en Belgique étant à gangue siliceuse

plus ou moins mêlée d'alumine : c'est donc une assertion qui aurait besoin d'être vérifiée.

En Angleterre, nos établissements de Cokoé (comté de Durham) alimentent, en cokes faits avec des charbons menus, précédemment sans emploi aucun, plusieurs hauts-fourneaux des établissements de Hartpool qui consommaient les premiers cokes de l'Angleterre (Brunspeth, Maryhil), et la substitution s'est faite avec avantage sous tous les rapports. Ici nous avons donné une valeur importante à un produit qui n'en avait aucune : de rien il a été fait quelque chose.

Les forges et hauts-fourneaux de Hemathite-Hayron et compagnie, font usage à White-Haven des menus charbons qui étaient précédemment rejetés.

Nos cokes de Burn-Moor (près Newcastle), faits avec des menus délaissés que l'on brûlait, et qui ont souvent servi à former des remblais de chemin de fer, sont actuellement très-recherchés pour l'exploitation où il importe à un si haut degré de ne transporter que des matières utiles.

Dans le pays de Galles, plusieurs exploitants et industriels produisent du coke épuré de première valeur avec des menus charbons de qualité inférieure.

Pour la traction sur les chemins de fer, l'épuration de la houille n'a pas moins d'importance qu'en métallurgie. Il importe au plus haut point d'avoir du coke aussi pur que possible. A surface de chauffe égale, on peut développer dans un temps donné une quantité de vapeur plus considérable qui permet une accélération de vitesse : c'est d'une portée capitale pour les trains express.

En outre la consommation est réduite de toutes les matières incombustibles mises sur la grille et du carbone nécessaire pour porter ces cendres à la tempéra-

ture du foyer. Enfin, avec des cokes purs, les tubes s'engorgent moins vite et l'altération ou la détérioration de tous les organes est moins rapide.

Si tous ces faits sont incontestables pour le coke, ils ne sont pas moins évidents pour le charbon, que l'on commence à employer en nature sur les locomotives. Ici plus encore, il importe de lui faire subir l'opération préalable de l'épuration ; la présence du sulfure de fer, se transformant par la combustion en acide sulfureux, exercerait une action bien plus rapide d'altération sur les chaudières que lorsqu'il est déjà en partie décomposé par la carbonisation, comme dans le coke. Les autres raisons de l'utilité de la pureté existent également pour la houille crue, soit qu'on l'emploie en fragments plus ou moins gros, ou à l'état d'agglomération par le goudron.

Il serait superflu de pousser plus loin ces appréciations pour reconnaître la haute importance qu'a déjà acquise la question de l'épuration de la houille et le rôle considérable qu'elle est appelée à jouer en industrie dans un temps très-prochain. Lorsqu'on voit le prix du combustible minéral s'élever avec une progression si rapide, il est permis de s'inquiéter de l'avenir. Dans une industrie qui compte en France par centaines de millions et en Europe par milliards, toutes les questions qui se rattachent à l'économie d'emploi d'un produit si précieux, à une meilleure utilisation, à la possibilité de tirer parti de ce qui est quelquefois délaissé, s'élèvent à la hauteur des considérations les plus graves de l'économie politique.

Jusqu'ici les menus charbons épurés ont été employés presque uniquement à la fabrication du coke industriel. Pour cet usage, l'humidité qu'ils retiennent

est sans inconvénient avec certaines qualités riches en goudron et en gaz, développant une très-haute température à la carbonisation. Mais pour d'autres charbons moins riches en principes volatils, il n'en est plus de même, et il convient alors de les laisser s'égoutter pendant vingt-quatre heures, ce qui les débarrasse de la moitié environ des 12 à 15 p. 100 de l'eau qu'il renferment au sortir de l'appareil. Un plus long séjour dans les égouttoirs n'aurait pas pour effet de diminuer sensiblement la proportion d'eau qui se trouve alors retenue par une action de capillarité. Ainsi réduite, elle ne peut nuire à la carbonisation qu'en retardant un peu l'opération : il est des cas où cela est même avantageux.

Mais il n'en est plus de même lorsqu'il s'agit d'expédier au loin des charbons épurés, ou de les employer à l'agglomération ou à la fabrication du gaz. Dans le premier cas, il y a altération plus prompte des vaisseaux servant au transport soit par terre soit par eau : le fret est accru d'un poids d'eau inutile, et les déchets en route par filtration ou évaporation donnent lieu à des contestations difficiles à régler.

Lorsque le charbon est destiné à l'agglomération, il est indispensable qu'il soit épuré pour arriver à un bon produit; mais il n'est pas moins utile qu'il soit sec pour que la coagulation avec le goudron soit intime, et éviter les fendillements.

Dans la fabrication du gaz, la question est plus complexe encore. Il est évident, comme point de départ que pour obtenir du bon coke, il est de toute nécessité d'épurer préalablement la houille. Si le charbon était employé à cet usage en sortant des appareils avec ses 12 ou 15 p. 100 d'eau, ou même avec la moitié, le produit en gaz serait sensiblement réduit et le pouvoir éclairant considérablement amoindri comparativement

à l'emploi du même charbon en fragments secs. Ici l'action est due en partie à l'eau agissant par voie de décomposition dans l'opération de la distillation ; mais elle tient encore à d'autres causes.

Le charbon au sortir de la mine subit les influences atmosphériques. On doit admettre qu'elles agissent d'abord sur les surfaces extérieures en rayonnant vers le centre, avec une rapidité qui varie beaucoup suivant la nature des charbons. Si dans un cas donné on suppose que l'altération à la surface, qui tend à réduire la proportion des huiles essentielles et des principes hydrogénés, ou à modifier leur état chimique de combinaison, s'est entendue à la profondeur d'une fraction de millimètre seulement, les effets seront à peine sensibles sur des fragments même assez faibles, tandis qu'ils seront radicaux sur les parties fines approchant de la poussière. Il importe de tenir compte de cette considération.

L'eau agissant sur les surfaces, il peut être très-essentiel d'opérer promptement son élimination sous certaines conditions à trouver.

Lorsque l'on considère l'immense importance qu'il y aurait à ne pas employer dans la fabrication du coke industriel, la partie la plus précieuse du combustible à produire la chaleur nécessaire à l'opération, et cela comme on le fait dans les circonstances les plus barbares, on peut admettre que bientôt la carbonisation et la fabrication du gaz ne seront plus qu'une seule et même industrie. Dès lors les considérations qui précèdent trouveront leur application naturelle. La solution de ces importantes questions, faisant suite, en quelque sorte, à l'épuration de la houille pourra faire l'objet d'un autre article.

NOTICE

SUR LES DEUX SYSTÈMES DE CHANGEMENT ET CROISEMENT DE VOIE, EXÉCUTÉS SUR LE CHEMIN DE FER DE PARIS A ORSAY, POUR LA VOIE ET LE MATÉRIEL ARTICULÉ A DEUX LARGEURS COMBINÉES.

Par M. THOUVENOT, ingénieur du chemin de fer d'Orsay.

L'État, en concédant à la compagnie du chemin de fer à Sceaux, la section de Bourg-la-Reine à Palaiseau, lui imposa la condition de ramener la largeur de sa voie et de son matériel de $1^{m},80$ qu'elle était, à la dimension habituelle de $1^{m},50$.

Pour obtenir ce résultat sans modifier le matériel existant, on posa un troisième rail dans l'intérieur de la voie de $1^{m},80$ à $0^{m},30$ de l'un de ceux de la voie large.

Cette opération nécessitait que tous les changements et croisements de voie fussent à leur tour transformés pour donner passage aux deux espèces de matériel.

Les *fig.* 8 et 10, Pl. II, représentent la disposition du changement et du croisement que j'ai construits pour arriver à ce résultat. Ils peuvent donner passage sur la voie de droite comme sur celle de gauche, dans le sens des pointes d'aiguilles comme dans le sens contraire; ils remplissent, enfin, les mêmes fonctions que les changements et croisements ordinaires; seulement, avec beaucoup plus de complication que pour un matériel ordinaire, parce que le passage des galets directeurs du

matériel articulé nécessite un intervalle de $0^m,150$ au moins. Sans cette obligation les cœurs des croisements eussent pu être fixes comme ils le sont dans les croisements des autres chemins : tout le mécanisme se serait alors borné à faire mouvoir le changement seul.

Les aiguilles et les cœurs du changement et du croisement sont commandés, ainsi qu'on le voit à la seule inspection de la *fig.* 8, par des tringles qui reçoivent le mouvement dans le sens convenable d'un même arbre de couche *a* mû au moyen d'une manivelle à engrenage *m*. Une hélice adaptée à l'arbre de la manivelle sert à faire tourner un disque pendant que l'aiguilleur fait le changement de voie.

Comme une seule manivelle fait mouvoir *les huit parties mobiles* dont se compose l'appareil, il y a impossibilité d'erreur si le mécanicien regarde le disque D avant d'entrer, car le mouvement de ce disque étant conjugué avec celui du changement, il est impossible que l'un soit fait sans l'autre.

Le matériel articulé du chemin d'Orsay pouvant passer dans des courbes dont le rayon n'excède pas 25 mètres, l'inventeur, M. Arnoux, en profita pour faire des *raquettes*, qui permettent aux trains arrivant en gare d'en faire le tour pour repartir sans qu'il soit besoin de faire des manœuvres pour tourner et faire passer la machine de queue en tête.

Une de ces raquettes est représentée par la *fig.* 12.

L'établissement de ces raquettes présentait pour la voie à trois rails une difficulté toute spéciale, c'est que le troisième rail *r*, *r*, qui se trouve à droite de la voie en

s'éloignant de Paris, devait, après avoir fait le tour d'une raquette, se trouver à gauche (*fig.* 12), et alors un quatrième rail pour retourner sur Paris devenait indispensable.

Il fallait donc, pour échapper à cette nécessité, construire, en un point des raquettes, un appareil de changement qui transposât le troisième rail de droite à gauche, tout en permettant toujours aux deux largeurs de matériel de passer.

Or c'est pour atteindre ce but que j'ai construit l'appareil représenté par les *fig.* 9 et 11.

Il est combiné de façon à ce que ce soit *le train lui-même*, et non la main d'un homme, qui opère le mouvement à un moment donné. Il ne serait pas possible à un aiguilleur, si prompt et si attentif qu'il fût, d'ouvrir cet appareil en temps opportun : il le ferait presque infailliblement ou trop tôt ou trop tard; ce que l'expérience a, du reste, prouvé pendant quelque temps avant la pose de l'appareil en question.

Lorsqu'un train composé de deux largeurs de matériel doit passer, on a soin de mettre en avant les véhicules à voie étroite; on fixe à la dernière voiture à voie étroite une tringle dans le genre des porte-balais des machines, munie d'une petite roulette à l'extrémité. Cette petite roulette, en passant, vient heurter en A le balancier ABC, lequel étant forcé de basculer autour du point B, se relève par l'extrémité C, qui tenait le verrou DE enclanché. Dès lors ce verrou se trouvant abandonné à l'effort de traction du poids P, est entraîné et entraîne, en lui faisant faire un mouvement de rotation autour de son axe F, le balancier EFG, jusqu'à ce

que les deux petites bielles XY et YZ soient tendues en ligne droite. Ce premier mouvement, qui ne s'opère que lorsque l'essieu de derrière du dernier wagon ou de la machine à petite voie se trouve vis-à-vis le point R, fait ouvrir l'aiguille RS, pour que les essieux à large voie puissent déjà s'engager en attendant que l'autre aiguille TU ait conduit le dernier essieu de $1^{m},50$ jusqu'en U.

Dès que le poids P a fait ouvrir la première aiguille RS, il commence à agir sur la deuxième par l'intermédiaire des petites bielles XY et YZ; mais cette aiguille n'a la liberté de s'ouvrir que lorsque le boudin de la roue du dernier essieu de $1^{m},50$ l'a abandonnée; à ce moment alors l'appareil a terminé son service.

Lorsque le train a franchi le *point de passage*, l'aiguilleur refait son changement de voie à l'aide d'un tout petit treuil, et la forme du support en fonte ZY force le tout à revenir en place sans qu'il soit besoin de s'en occuper.

A ce système de changement, comme à celui des *fig.* 8 et 10, il y a un disque qui tourne pendant que le croisement fonctionne.

Ces appareils de changement et de croisement de voie sont en service sur la ligne d'Orsay depuis plus d'un an, et aucun accident provenant de leur fait n'est survenu.

Comme il n'y a encore au chemin de fer d'Orsay, en fait de matériel à petite voie, que des locomotives, l'appareil de changement des *fig.* 9 et 11 est ouvert par la machine même, au lieu de l'être, comme cela aura lieu plus tard, par les wagons. Chaque fois que le train est

remorqué par une machine à petite voie, on ferme ce changement et on se contente de ralentir en y passant. La machine livre derrière elle la voie large au train qui la suit : le mécanicien a seulement l'attention de fixer les yeux sur le disque, afin de voir si le mouvement s'opère bien sous lui (1).

---

(1) La *transposition* du rail intérieur était un problème difficile, et la solution est assez ingénieuse pour mériter d'être connue, malgré son application unique.

Elle offre d'ailleurs l'exemple, unique aussi sans doute, d'une circonstance dans laquelle l'action automatique est plus sûre que celle d'un agent, qui ne pourrait arriver à *saisir le joint*, pour ainsi dire, dans l'intervalle si court qui sépare les deux types de véhicules.

L'action automatique des trains, justement proscrite aux grandes vitesses, même quand il s'agit de pièces d'une faible masse, telles que des signaux, n'est plus sujette aux mêmes objections dans les gares extrêmes, où tous les mouvements s'opèrent lentement.

Le jeu assuré du mécanisme de M. Thouvenot, malgré sa complication inévitable et la grandeur relative des masses mises en mouvement, est un fait digne d'être noté.

(*Note de la Rédaction.*)

MÉMOIRE

SUR LE MOUVEMENT VIBRATOIRE DES BIELLES.

Par M. H. RESAL, ingénieur des mines.

Le mouvement rapide imprimé aux bielles des locomotives, combiné avec l'action de la vapeur, donne lieu à des mouvements vibratoires dus à l'élasticité de la matière employée, connus dans la pratique sous le nom de *fouettement*, et dont malheureusement il serait assez difficile de réduire l'amplitude. Il n'en est pas de même des mouvements nuisibles des locomotives résultant de l'inertie de leurs organes mobiles, tels que bielles, manivelles, piston, etc., dont il serait possible d'atténuer presque complétement les effets ; les conditions (*) auxquelles on est conduit se traduisent notamment par l'emploi d'une masse additionnelle placée sur le prolongement de la bielle au delà du bouton de la manivelle, et dont l'établissement, subordonné à la disposition des pièces de la machine, n'a rien d'impossible dans les locomotives à cylindres extérieurs. L'essai de ces contre-poids a été retardé jusqu'à ce jour, malgré les avantages que l'on pourrait en retirer, par certains motifs émis par les constructeurs, et dont le seul digne de quelque attention est la crainte d'augmenter le fouettement des bielles.

(*) Yvon Villarceau. *Comptes rendus des travaux de la Société des ingénieurs civils*, 1852. — H. Resal. *Annales des mines*, 1853.

C'est ainsi que j'ai été conduit aux recherches qui font l'objet de ce mémoire, où dans l'espoir d'arriver à quelques résultats simples, j'ai substitué aux équations générales de l'élasticité des formules approximatives applicables aux pièces dont les dimensions transversales sont très-faibles par rapport aux dimensions longitudinales, et qui sont analogues à celles qui ont été données pour la première fois par M. de Saint-Venant. Ces formules jointes au théorème de Coriolis sur les forces apparentes dans les mouvements relatifs, m'ont permis de poser immédiatement les équations aux différentielles partielles du mouvement vibratoire de la bielle, dans lesquelles j'ai négligé, d'ailleurs, les effets de la pesanteur dont l'importance est très-secondaire, les vibrations des glissières, des pistons et des manivelles. Ces équations, jointes aux conditions relatives aux extrémités, et celles qui résultent du mouvement initial présentent des difficultés d'intégration qu'il paraît impossible de surmonter dans l'état actuel de l'analyse; si l'on voulait surtout avoir égard à ces dernières conditions, il faudrait tenir compte de l'accélération que prend le mouvement du véhicule, depuis l'origine du temps, jusqu'au moment où il devient sensiblement uniforme. Mais la majeure partie de ces difficultés disparaît si l'on applique ici le principe suivant tiré de la mécanique céleste :

« L'état d'un système de corps, dans lequel les conditions primitives du mouvement ont disparu par suite des résistances développées dans ce mouvement, est périodique comme les forces qui animent le système. »

Il est donc inutile d'intégrer les équations ci-dessus; il suffit d'y satisfaire sans tenir compte des conditions initiales du mouvement, et en supposant ce dernier parvenu à l'uniformité; on est ainsi ramené, en négli-

geant le cube du rapport des longueurs de la manivelle et de la bielle, à des équations différentielles linéaires dont l'intégration est possible.

1. *La considération des forces apparentes dans les mouvements relatifs permet de poser immédiatement les équations différentielles du mouvement vibratoire de la bielle.*

Soient :

O l'axe de rotation de la manivelle motrice ;

OA son axe de symétrie ;

AB la droite qui représenterait l'axe de symétrie de la bielle si elle était complétement rigide ;

AB' la forme qu'affecte en réalité cet axe pour la position OA de la manivelle ;

OB la direction rectiligne du mouvement du piston :

Le mouvement vibratoire de AB' de part et d'autre de sa position moyenne AB peut être considéré comme un mouvement relatif par rapport au plan mobile AOB entraîné avec AB dans son mouvement propre. Or ce dernier mouvement est parfaitement défini, puisque l'on connaît le centre instantané S de AB déterminé par le point de rencontre de OA prolongée avec la perpendiculaire à OB élevée en B, ainsi que la vitesse du point A. Il suit de là que les équations du mouvement vibratoire de AB' s'obtiendront en introduisant dans les équations connues des corps élastiques, conjointement avec la vapeur, les forces centrifuges composées et d'entraînement correspondant au mouvement relatif ci-dessus, et dont nous allons maintenant nous occuper.

2. *De la force centrifuge composée.* — Prenons pour axes des coordonnées, la droite AB et sa perpendiculaire Ay en A, et soient :

ω la vitesse angulaire de rotation de la manivelle ;

l' la longueur OA ;

l la longueur AB de la bielle ;

t le temps écoulé depuis le moment où la manivelle a exécuté un nombre entier, mais quelconque, de révolutions ;

x l'abscisse d'un point quelconque m de l'axe de la bielle supposée en repos ;

$x + u$ et v l'abscisse et l'ordonnée du même point au bout du temps t :

On a AOB $= \omega t - 2K\pi$, K étant le nombre des révolutions complètes exécutées depuis l'origine du temps t.

Si l'on conçoit la bielle divisée en éléments par des plans infiniment rapprochés et perpendiculaires à AB, les résultantes des forces centrifuges composées et des forces d'entraînement pour chaque élément, seront les mêmes que si toute sa masse était concentrée en son centre de gravité : pour les évaluer, il suffit donc de supposer que toute la masse de la bielle est uniformément répartie sur son axe.

Enfin les déplacements du point m étant négligeables par rapport aux dimensions de la bielle, on pourra, dans l'évaluation des forces apparentes, supposer qu'ils sont nuls, ou autrement, que l'axe de la bielle reste constamment rectiligne.

Nous pourrons, en outre, pour simplifier les formules, négliger, comme on le fait ordinairement, le quarré de $\frac{l'}{l}$ devant l'unité, ce qui revient, comme nous le verrons plus tard, à négliger le cube de ce même rapport dans les expressions de u et v, qui sont les inconnues de la question. Partant de là, on a, et appelant ω' et β

la vitesse angulaire instantanée autour de S et l'angle ABO;

$$\sin\beta = \frac{l'}{l}\sin\omega t, \qquad \cos\beta = 1, \qquad \omega' = \frac{l'}{SA}\omega = \frac{\omega l'}{l}\sin\omega t.$$

Nous avons démontré dans un mémoire sur les mouvements relatifs (*), que la force centrifuge composée est la résultante des forces analogues, correspondant aux composantes $\frac{du}{dt}$, $\frac{dv}{dt}$ de la vitesse relative, considérées isolément, et sur la définition du sens desquelles nous ne reviendrons pas. C'est ainsi que l'on arrive à poser pour les composantes X_f, Y_f de l'accélération centrifuge composée :

$$X_f = \quad 2\omega'\frac{dv}{dt} = \quad 2\omega\frac{l'}{l}\sin\omega t\frac{dv}{dt},$$

$$Y_f = -2\omega'\frac{du}{dt} = -2\omega\frac{l'}{l}\sin\omega t\frac{du}{dt}.$$

3. *De la force d'entraînement.* — La vitesse de la masse m est en projection sur B :

$$Bm\frac{l'}{l}\omega\cos\omega t;$$

sur OB :

$$l'\omega\left(\sin\omega t + \tfrac{1}{2}\frac{l'}{l}\sin\omega t - \tfrac{1}{2}Bm\frac{l'}{l^2}\sin 2\omega t\right).$$

On arrive facilement à ces deux expressions, si l'on considère que cette vitesse est représentée par $\omega'.mS$, et qu'elle est perpendiculaire à mS. La vitesse de m changée de signe donne, par suite, en projection sur Ay :

$$-Bm\frac{l'}{l}\omega\cos\omega t\cos\beta + \frac{l'}{l}\omega\left(\sin\omega t + \tfrac{1}{2}\frac{l'}{l}\frac{\sin 2\omega t}{\cos\beta} - \right.$$
$$\left. - \tfrac{1}{2}Bm\frac{l'}{l^2}\sin 2\omega t\right)\sin\omega t,$$

(*) *Annales des mines*, 1853.

et sur Ax :

$$\mathrm{B}m\frac{l'^2}{l^2}\,\omega\cos\omega t\sin\omega t+l'\omega\left(\sin\omega t+\tfrac{1}{2}\frac{l'}{l}\frac{\sin 2\omega t}{\cos\beta}-\right.$$
$$\left.-\tfrac{1}{2}\mathrm{B}m\frac{l'}{l^2}\sin 2\omega t\right)\cos\beta.$$

Enfin nous aurons les composantes Y_e et X_e de l'accélération d'entraînement prise en signe contraire, en différentiant ces deux expressions par rapport à t; c'est ainsi que l'on obtient, en remarquant que $\sin\beta=\frac{l'}{l}\sin\omega t$, $\frac{d\beta}{dt}=\omega\frac{l'}{l}\frac{\cos\omega t}{\cos\beta}$, $\mathrm{B}m=l-x$, et négligeant le quarré de $\frac{l'}{l}$,

$$X_e=\omega^2 l'\left(\cos\omega t+\frac{l'}{l}\cos 2\omega t+\tfrac{1}{2}\frac{l'}{l}\sin 2\omega t\right),$$
$$Y_e=\omega^2 l'\sin\omega t\left(1-\frac{x}{l}+\frac{l'}{l}\right).$$

4. *De l'action de la vapeur.* — Nous admettrons, afin de ne pas trop compliquer le problème, sauf à revenir plus tard sur cette hypothèse, que la pression de la vapeur sur les faces du piston reste constamment la même ; ce qui, en admettant que la pression dans la chaudière est constante, revient à supposer que la détente est nulle, ou que son degré ne varie pas, en substituant à la pression variable dans les cylindres, sa valeur moyenne que nous appellerons p. La pression p changeant de sens après chaque demi-révolution de la manivelle, peut se représenter par la série (*) :

$$\Pi=-\frac{4p}{\pi}\left(\sin\omega t+\tfrac{1}{3}\sin 3\omega t+\tfrac{1}{5}\sin 5\omega t+\ldots\ldots\right),$$

(*) Plus généralement, supposons que la pression varie d'une manière quelconque, mais suivant la même loi dans chaque demi-oscillation du piston; soient α l'angle AOB, $\varphi(\alpha)$,

qui se déduit facilement de la formule de Lagrange, et dont la valeur numérique est $-p$ pour la première moitié de chaque demi-révolution, et $+p$ pour la seconde moitié. En appelant S l'aire de chacune des

---

la fonction représentant la pression de $\alpha = 0$ à $\alpha = \pi$ et $\psi(\alpha)$ la fonction analogue correspondant aux limites π et 2π de la variable. La formule de Lagrange donne :

$$\Pi\pi = \frac{1}{2}\int_0^\pi \varphi(x)dx + \frac{1}{2}\int_0^\pi \psi(x)\,dx + \Sigma_1^\infty \int_0^\pi \varphi(x)\cos m(\alpha - x)\,dx +$$

$$\Sigma_1^\infty \int_\pi^{2\pi} \psi(x)\cos m(\alpha - x)\,dx.$$

Or $\varphi(x) = -\varphi(x-\pi)$, x étant compris entre π et 2π; posant $x - \pi = y$, les intégrales relatives à ψ et y devront être prises entre les limites o et π, et l'on aura tout simplement :

$$\Pi\pi = \Sigma_1^\infty \int_0^\pi \varphi(x)\cos m(\alpha - x)dx - \Sigma_1^\infty \int_0^\pi \varphi(y)\cos m(\alpha - y - \pi)dy,$$

ou

$$\Pi\pi = -2\Sigma_1^\infty \int_0^\pi \varphi(x)\sin\frac{m\pi}{2}\sin m\left(\alpha - x - \frac{\pi}{2}\right)dx,$$

série dont les termes différents de zéro ne correspondront qu'à des valeurs impaires de m; en d'autres termes, Π est développable en série de sinus et cosinus d'arcs multiples impaires de α.

Supposons maintenant que la pression soit constante et égale à $-p$ de $\pi = 0$ à $\alpha = \alpha_1$, et que de ce point à $\alpha = \pi$, la vapeur se détende, en négligeant les avances et retards d'introduction ou d'échappement. La pression variable pendant la détente étant $p\left(\frac{1-\cos\alpha_1}{1-\cos\alpha}\right)$, on aura :

$$\Pi\pi = 2p\Sigma_1^\infty \frac{1}{m}\sin m\frac{1}{m}\left[\cos m\left(\alpha - x - \frac{\pi}{2}\right)\right]_{x=0}^{x=\alpha_1}$$

$$-2p(1-\cos\alpha_1)\Sigma_1^\infty \sin\frac{m\pi}{2}\int_{x=\alpha_1}^{x=\pi}\frac{\sin m\left(\alpha - x - \frac{\pi}{2}\right)}{1-\cos x}dx.$$

Les coefficients des termes du développement deviennent,

faces du piston, la force motrice sera exprimée par

$$\Pi S = -\frac{4pS}{\pi}\left(\sin\omega t + \tfrac{1}{3}\sin 3\omega t + \tfrac{1}{5}\sin 5\omega t + \ldots\ldots\right).$$

5. *Des équations aux différentielles partielles qui représentent le mouvement vibratoire des bielles.*

Pour simplifier la question, nous supposerons, ce qui d'ailleurs a lieu très-sensiblement, 1° que la bielle est un prisme droit à section rectangulaire dont les dimensions transversales sont très-petites par rapport à sa longueur; 2° que le point A de son axe de figure est fixe dans le milieu relatif; 3° que l'extrémité B′ du même axe est assujettie à s'appuyer sur la droite OB.

Nous éviterons les difficultés de calcul inhérentes à l'emploi des équations générales de l'élasticité, en admettant que les sections primitivement normales à l'axe de la pièce restent planes après la déformation, et que les fibres longitudinales dont on peut concevoir la pièce formée ne cessent pas de conserver leur parallélisme. Il résulte de ces hypothèses, qui sont d'ailleurs très-sensiblement d'accord avec les faits observés, que l'inclinaison, à laquelle on a donné le nom de *glissement*, de la normale à chaque section de la pièce déformée sur les fibres qui la traversent, est la même pour toutes ces dernières.

Cela posé, soient U et V, les déplacements longitu-

---

comme on le voit, très-complexes: c'est pourquoi nous négligerons la détente, ce qui revient à faire $\alpha_1 = \pi$; d'où:

$$\Pi\pi = 4p\,\Sigma_1^\infty \frac{1}{m}\sin^2\frac{m\pi}{2}\sin m(\alpha - \pi),$$

ou comme m est impair:

$$\Pi\pi = -4p\,\Sigma_1^\infty \frac{1}{m}\sin m\alpha,$$

et l'on retombe sur la formule du texte.

dinal et transversal d'une molécule distante de y du plan passant par l'axe de la bielle, mené perpendiculairement à celui qui contient ce dernier axe et celui de la manivelle. Nous pouvons admettre que, en raison de la petitesse de y, U et V sont développables en séries convergentes ordonnées suivant les puissances ascendantes de cette variable, et poser

$$U = u + u'y + u''y^2 + \ldots..$$
$$V = v + v'y + v''y^2 + \ldots..$$

les u et les v étant des fonctions inconnues de x et de t.

Or, l'angle de glissement, qui a pour expression

$$\frac{dU}{dy} + \frac{dV}{dx} = u' + \frac{dv}{dx} + \left(2u'' + \frac{dv'}{dx}\right)y + \left(3u''' + \frac{dv''}{dx}\right)y^2 + \ldots.$$

devant être indépendant de y, il faut que $2u'' + \frac{dv'}{dx} = 0$, $3u''' + \frac{dv''}{dx} = 0$. Mais comme il nous importe surtout de connaître les déplacements de l'axe de la pièce et que d'ailleurs y est très-petit, nous pourrons tout simplement supposer

$$U = u + u'y,$$
$$V = v + v'y,$$

sans nous occuper des autres termes des développements.

Soint ρ, E, G, la densité, le coefficient d'élasticité, le coefficient de glissement de la substance; nous admettrons, comme on le fait ordinairement, que $G = \frac{2}{5}E$. Les composantes de dilatation des forces élastiques relatives à une même section normale, se réduiront à une seule force $E\Omega\frac{du}{dx}$ égale à leur somme; les composantes

de glissement se réduiront de même à $G\Omega\left(u' + \frac{dv}{dx}\right)$.

Si nous considérons maintenant un élément de volume Ωdx compris entre deux sections normales à l'axe infiniment voisines et de masse $\rho\Omega dx$, les forces élastiques de dilatation et de glissement agissant sur les deux faces se réduisent à $E\Omega \frac{d^2u}{dx^2}dx$, $G\Omega \frac{d}{dx}\left(u' + \frac{dv}{dx}\right)dx$; et les équations d'équilibre relatives à la translation appliquées à cet élément donnent, en y introduisant l'inertie, et les expressions trouvées plus haut des forces apparentes :

$$(1) \qquad \frac{d^2u}{dt^2} = \frac{E}{\rho}\frac{d^2u}{dx^2} + \omega^2 l'\left(\cos\omega t + \frac{l'}{l}\cos 2\omega t + \right.$$
$$\left. + \frac{1}{2}\frac{l'}{l}\sin 2\omega t\right) + 2\omega\frac{l'}{l}\sin\omega t\frac{dv}{dt},$$

$$(A) \qquad \frac{d^2v}{dt^2} = \frac{G}{\rho}\frac{d}{dx}\left(u' + \frac{dv}{dx}\right) + \omega^2 l'\sin\omega t\left(1 - \frac{x}{l} + \frac{l'}{l}\right) -$$
$$- 2\omega\frac{l'}{l}\sin\omega t\frac{du}{dt}.$$

Pour établir la troisième équation d'équilibre de l'élément Ωdx, nous prendrons pour axe des moments, la droite perpendiculaire au plan moyen de la bielle et de la manivelle, et passant par le centre de gravité de la section Ω correspondant à l'abscisse x, et dont nous représenterons par I le moment d'inertie par rapport à cet axe. Il est facile de voir que le moment des forces élastiques relatives à cette section est représenté par $-EI\frac{du'}{dx}$, et que, pour la section correspondant à l'abscisse $x + dx$, en négligeant les secondes puissances des déplacements, il se réduit à

$$EI\left(\frac{du'}{dx} + \frac{d^2u}{dx^2}dx\right) - G\Omega\left(u' + \frac{dv}{dx}\right)dx;$$

il vient donc, en négligeant les moments correspondant aux autres forces, qui sont des infiniment petits du second ordre :

$$\text{(B)} \qquad \frac{\mathrm{EI}}{\mathrm{G}\Omega}\frac{d^2u'}{dx^2}=u'+\frac{dv}{dx},$$

et l'équation (A) peut se mettre sous cette nouvelle forme :

$$\text{(A')} \quad \frac{d^2v}{dt^2}=\frac{\mathrm{EI}}{\rho\Omega}\frac{d^3u'}{dx^3}+\omega^2l'\sin\omega t\left(1-\frac{x}{l}+\frac{l'}{l}\right)-2\omega\frac{l'}{l}\sin\omega t\frac{du}{dt}.$$

Il est facile d'éliminer la fonction u', dont la connaissance ne nous est pas indispensable. Remarquons, en effet, que l'équation (B) nous donne les suivantes :

$$u'=-\frac{dv}{dx}+\frac{\mathrm{EI}}{\mathrm{G}\Omega}\frac{d^2u'}{dx^2},$$

$$\frac{d^2u'}{dx^2}=-\frac{d^3v}{dx^3}+\frac{\mathrm{EI}}{\mathrm{G}\Omega}\frac{d^4u'}{dx^4},$$

$$\frac{d^4u'}{dx^4}=-\frac{d^5v}{dx^5}+\frac{\mathrm{EI}}{\mathrm{G}\Omega}\frac{d^6u'}{dx^6},$$

. . . .

d'où l'on déduit facilement

$$u'=-\left[\frac{dv}{dx}+\frac{\mathrm{EI}}{\mathrm{G}\Omega}\frac{d^3v}{dx^3}+\left(\frac{\mathrm{EI}}{\mathrm{G}\Omega}\right)^2\frac{d^5v}{dx^5}\cdots\cdots\right]$$

ou approximativement, puisque les dimensions transversales de la bielle sont très-petites,

$$\text{(2)} \qquad u'=-\left(\frac{dv}{dx}+\frac{\mathrm{EI}}{\mathrm{G}\Omega}\frac{d^3v}{dx^3}\right),$$

et la formule (A') deviendra, avec une semblable approximation,

$$\text{(3)} \quad \frac{d^2v}{dt^2}=-\frac{\mathrm{EI}}{\mathrm{G}\Omega}\frac{d^4v}{dx^4}+\omega^2l'\sin\omega t\left(1-\frac{x}{l}+\frac{l'}{l}\right)-2\omega\frac{l'}{l}\sin\omega t\frac{du}{dt},$$

qui, en supposant $u = 0$, rentre dans l'équation connue relative aux vibrations transversales d'un prisme.

Les équations (1), (2), (3) nous permettront, conjointement avec les conditions relatives aux extrémités, dont nous allons maintenant nous occuper, de trouver les inconnues de la question.

6. *Conditions relatives aux extrémités de la bielle.* — Pour $x = 0$, on a d'abord

$$(4) \qquad u = 0, \qquad v = 0.$$

Supposons que l'on ait placé à l'extrémité de la bielle, de l'autre côté du bouton de la manivelle, un contre-poids de masse M, auquel nous supposerons une forme cylindrique à axe horizontal, et dont le centre de gravité se trouve à une très-petite distance ε, par rapport à l, de ce bouton. Les vitesses vibratoires du contre-poids étant de l'ordre ε, pourront être négligées, et l'on aura uniquement à considérer les forces d'entraînement, dont le moment, par rapport à l'axe d'articulation de la bielle et de la manivelle, est exprimé par

$$\varepsilon M\omega^2 l' \sin\omega t\left(1 - \frac{\varepsilon}{l} + \frac{l'}{l}\right),$$

ou tout simplement

$$\varepsilon M\omega^2 l' \sin\omega t\left(1 + \frac{l'}{l}\right),$$

et comme le moment des forces élastiques est $\mathrm{EI}\dfrac{du'}{dx}$ pour $x = 0$, on a :

$$(4') \qquad \frac{du'}{dx} = -\frac{\varepsilon M\omega^2}{\mathrm{LI}} l' \sin\omega t\left(1 + \frac{l'}{l}\right).$$

Pour $x = l$, on a d'abord $\mathrm{EI}\dfrac{du'}{dx} = 0$, ou

$$(5) \qquad \frac{du'}{dx} = 0;$$

car on suppose que les efforts de traction ou de compression exercés à l'extrémité B' de la bielle passent par le centre de gravité de la section correspondante. Cette même extrémité étant assujettie à rester sur la droite OB, on a

$$(4'')\qquad v = u \operatorname{tang}\beta = u\sin\beta = u\frac{l'}{l}\sin\omega t.$$

Il nous reste maintenant à exprimer que, pour le point B', la composante suivant OB de la force élastique est égale à la force d'inertie du piston, augmentée de la pression de la vapeur. La vitesse de ce dernier étant

$$-l'\omega\frac{\mathrm{SB}}{\mathrm{SA}} = -l'\omega\sin(\omega t+\beta) = -l'\omega\left(\sin\omega t + \tfrac{1}{2}\frac{l'}{l}\sin\omega t\right),$$

sa force d'inertie est, en appelant P sa masse,

$$\mathrm{P}l'\omega^2\left(\cos\omega t + \frac{l'}{l}\cos 2\omega t\right),$$

et comme la composante de la force élastique suivant OB est

$$\mathrm{E}\Omega\frac{du}{dx}\cos\beta + \mathrm{G}\Omega\sin\beta\left(\frac{dv}{dx}+u'\right)$$

ou

$$\mathrm{E}\Omega\frac{du}{dx} + \mathrm{G}\Omega\frac{l'}{l}\sin\omega t\left(\frac{dv}{dx}+u'\right) = \mathrm{L}\Omega\frac{du}{dx} + \mathrm{EI}\frac{d^3v}{dx^3};$$

il vient

$$(4''')\quad \mathrm{E}\Omega\frac{du}{dx} + \mathrm{EI}\frac{l'}{l}\frac{d^3v}{dx^3}\sin\omega t = \mathrm{P}l'\omega^2\left(\cos\omega t + \frac{l'}{l}\cos 2\omega t\right) - 4\frac{p\mathrm{S}}{\pi}\left(\sin\omega t + \ldots\ldots\frac{\sin(2n+1)}{2n+1}\omega t + \ldots\ldots\right).$$

7. *Solution du problème.* — En récapitulant et posant $\frac{l'}{l} = m$, nous avons les équations indéfinies

$$(1)\quad \frac{d^2u}{dt^2} - 2\omega m \sin\omega t \frac{dv}{dt} = \frac{E}{\rho}\frac{d^2u}{dx^2} + \omega^2 ml\Big(\cos\omega t + m\cos 2\omega t + \frac{m}{2}\sin 2\omega t\Big).$$

$$(2)\quad \frac{d^2v}{dt^2} + \omega m \sin\omega t \frac{du}{dt} = -\frac{EI}{\rho\Omega}\frac{d^4v}{dx^4} + 2\omega^2 ml \sin\omega t\Big(1 - \frac{x}{l} + m\Big).$$

$$(3)\quad u' = -\Big(\frac{dv}{dx} + \frac{EI}{G\Omega}\frac{d^3v}{dx^3}\Big).$$

avec les conditions

$$(4)\quad x = 0,\ u = 0,\ v = 0,\ \frac{du'}{dx} = -\frac{\varepsilon M\omega^2 l}{EI} m(1+m)\sin\omega t.$$

$$(5)\quad x = l,\ \frac{du'}{dx} = 0,\ v = um\sin\omega t,\ E\Omega\frac{du}{dx} + EIm\frac{d^3v}{dx^3}\sin\omega t =$$

$$= \left\{\begin{matrix} Pml\omega^2(\cos\omega t + m\cos 2\omega t) \\ -\frac{4pS}{\pi}\Big(\sin\omega t + \ldots\ldots + \sin(2n+1)\omega t + \ldots\ldots\Big)\end{matrix}\right\}.$$

D'après le principe de Laplace énoncé dans le préambule, u, u', v étant périodiques comme les causes perturbatrices, doivent être développables en séries de sinus et cosinus d'arcs multiples de ωt, dont on est ainsi conduit à calculer les coefficients. Mais, comme il est facile de s'en assurer, il est impossible d'arriver à la solution du problème en suivant cette marche ; car, pour avoir égard aux équations de condition, il faudrait connaître les coefficients les plus éloignés pour avoir ceux qui précèdent. Pour éluder cette difficulté, nous remarquerons que m étant en général une petite fraction, nous pouvons concevoir u et v, développés suivant les puissances ascendantes de m, et nous arrêter aux termes du second ordre des développements. Posons donc

$$u = u_0 + mu_1 + m^2u_2,$$
$$v = v_0 + mv_1 + m^2v_2,$$
$$u' = u'_0 + mu'_1 + m^2u'_2,$$

$u_0, u_1, u_2, v_0, v_1, v_2 \ldots$ étant des fonctions de x et de t indépendantes de m, que nous allons maintenant chercher à obtenir.

8. *Oscillations indépendantes de* m. — On déduit facilement des équations précédentes :

$$\frac{d^2u_0}{dt^2} = \frac{E}{\rho}\frac{d^2u_0}{dx^2},$$

$$\frac{d^2v_0}{dt^2} = -\frac{EI}{\rho\Omega}\frac{d^4v_0}{dx^4},$$

$$u'_0 = -\left(\frac{dv_0}{dx} + \frac{EI}{G\Omega}\frac{d^3v_0}{dx^3}\right),$$

avec les conditions

$$x = 0, \ u_1 = 0, \ v_0 = 0, \ \frac{du'_0}{dx} = 0.$$

$$x = l, \frac{du'_0}{dx} = 0, \ v_0 = 0, \ E\Omega\frac{du}{dx} = -\frac{4pS}{\pi}\left[\sin\omega t + \ldots + \frac{1}{2n+1}\sin(2n+1)\omega t + \ldots\right].$$

Si l'on suppose les déplacements développés en séries de sinus d'arcs multiples impairs de ωt, on voit facilement, d'après la forme linéaire des équations précédentes, que les oscillations de la bielle seront formées de la somme des oscillations correspondant à chacun des termes du développement, considéré isolément. Il nous suffit donc de connaître la forme générale de ces oscillations partielles.

Posant $u_0 = a_{2n+1} \cdot \sin(2n+1)\omega t$, a_{2n+1} sera déterminé par l'équation

$$\frac{d^2a_{2n+1}}{dx^2} = -\frac{\rho}{E}\omega^2(2n+1)^2 a_{2n+1},$$

dont l'intégrale générale est

$$a_{2n+1} = A_{2n+1} \sin\left[\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)x\right] + $$
$$+ A'_{2n+1} \cos\left[\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)x\right].$$

des constantes A_{2n+1} et A'_{2n+1} sont déterminées par les conditions

$$x = 0, \quad A'_{2n+1} = 0,$$
$$x = l, \quad E\Omega\frac{du}{dx} = E\Omega A_{2n+1}\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+$$
$$+1)\cos\left[\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)l\right] = -\frac{4pS}{\pi}\frac{1}{2n+1},$$

d'où

$$a_{2n+1} = -\frac{4pS}{\omega\Pi\Omega\sqrt{\rho E}}\frac{\sin\left[\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)x\right]}{(2n+1)^2\cos\left[\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)l\right]}$$

et

$$u_0 = -\frac{4pS}{\omega\pi\Omega\sqrt{\rho E}}\sum_0^\infty \frac{\sin\left[\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)x\right]\sin(2n+1)\omega t}{(2n+1)^2\cos\left[\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)l\right]}.$$

Une difficulté se présente ici et résulte de ce que $\cos\sqrt{\frac{\rho}{E}}\,\omega\,(2\,n+1)\,l$, pour certaines valeurs de n, pouvant être très-petit, les termes correspondants de la série seront très-grands, et l'on peut craindre que la série ne soit pas convergente. Or, il est facile de voir, à priori, que l'hypothèse de la périodicité des déplacements avec les forces, et en particulier ici avec l'action de la vapeur, est incompatible avec la valeur constante de cette dernière entre 0 et 180°, et cette valeur changée

de signe de 180° à 360°. En effet, de 0 à 180°, u doit rester constant et négatif, et la vitesse longitudinale est par suite nulle. Si, à 180°, la pression de la vapeur vient à s'annuler, u et la vitesse vibratoire tendront à devenir positifs, c'est-à-dire de même sens que l'action actuelle de la vapeur, dont l'effet sera ainsi de les augmenter tous deux ; la vitesse ne sera donc pas constamment nulle de 180° à 360, contrairement à l'hypothèse admise ; et si cependant cette hypothèse paraît se vérifier dans les applications, cela doit tenir à ce que la pression de la vapeur dans les cylindres des locomotives marchant à toute vapeur, n'est pas rigoureusement constante pendant tout le parcours du piston. On sait, d'ailleurs, que la pression s'élève graduellement pendant quelques instants au commencement de chaque oscillation du piston avant de devenir constante. Il convient donc ici, pour éviter l'impossibilité que nous venons de signaler, de modifier l'abstraction de l'intensité constante de la pression ; nous pourrons, par exemple, limiter la série qui représente Π à un terme tel que le terme de même ordre de u_0, soit inférieur à l'allongement correspondant à la limite de l'élasticité. C'est au moyen de cette nouvelle hypothèse que nous chercherons à nous rendre compte des effets de la vapeur sur les vibrations des bielles.

Quant à v_0, il est évident, d'après les équations relatives à cette fonction, qu'elle est identiquement nulle, et que les oscillations du groupe qui nous occupe sont uniquement longitudinales.

9. *Oscillations qui dépendent de la première puissance de* m. — Les équations entre u_1, u'_1, v_1 sont :

$$(6) \qquad \frac{d^2u_1}{dt^2} = \frac{E}{\rho}\frac{d^2u_1}{dt^2} + \omega^2 l \cos\omega t.$$

(7) $$\frac{d^2v_1}{dt^2} = -\frac{EI}{\rho\Omega}\frac{d^4v_1}{dx^4} + \omega^2 l \sin\omega t\left(1 - \frac{x}{l}\right) - 2\omega\sin\omega t\frac{du_0}{dt}.$$

(8) $$u'_1 = -\left(\frac{dv_0}{dx} + \frac{EI}{G\Omega}\frac{d^3v_0}{dx^3}\right).$$

avec les conditions

(9) $$x = 0,\ u_1 = 0,\ \frac{du'_1}{dx} = -\frac{\varepsilon M l\omega^2}{EI}\sin\omega t,\ v_1 = 0.$$

(10) $$x = l,\ \frac{du'_1}{dx} = 0,\ E\Omega\frac{du_1}{dx} = Pl\omega^2\cos\omega t,\ v_1 = u_0\sin\omega t.$$

10. L'équation (6) sera vérifiée en posant

$$u_1 = a'_1\cos\omega t,$$

a'_1 étant déterminé par l'équation différentielle

$$-a'_1\omega^2 = \frac{E}{\rho}\frac{d^2a'_1}{dx^2} + \omega^2 l,$$

dont l'intégrale générale est donnée par

$$a'_1 + l = A'_1\cos\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}x + A_1\sin\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}x.$$

Les constantes A'_1 et A_1 se détermineront au moyen de la seconde des équations (9) et de la troisième des équations (10); ce qui donne :

$$A'_1 - l = 0,$$

$$-A'_1\sin\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l + A_1\cos\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l = \frac{P\omega l\sqrt{\frac{E}{\rho}}}{E\Omega}$$

d'où

$$A'_1 = l,$$

$$A_1 = \frac{P\omega l\sqrt{\frac{E}{\rho}}}{E\Omega\cos\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l} + \operatorname{tang}\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l.$$

Il vient donc

$$(11)\ mu_1 = l'\left[-1+\cos\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}x+\left(\frac{P\omega\sqrt{\frac{E}{\rho}}}{\Omega E\cos\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l}+\tan\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l\right)\sin\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}x\right]\cos\omega t.$$

Le maximum de l'amplitude de cette oscillation, correspondant d'une part à $\cos\omega t = \pm 1$, et de l'autre à $\tan\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}x = \frac{A_1}{A'_1}$, sera donné par

$$mU_1 = l'\left(-1+\frac{1}{l}\sqrt{A'^2_1+A^2_1}\right) = l'\left(-1+\sqrt{1+\frac{A^2_1}{l^2}}\right)$$

ou, comme A_1 est nécessairement une quantité très-petite du même ordre que mU_1,

$$mU_1 = \frac{1}{2}l'\frac{A^2_1}{l^2} = \frac{1}{2}l'\left(\frac{P\omega\sqrt{\frac{E}{\rho}}}{E\Omega\cos\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l}+\tan\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l\right)^2$$

Vu la grandeur de E par rapport à ρ, dans la plupart des cas on pourra prendre approximativement

$$(12)\qquad mU_1 = \frac{\omega^2 l'}{2E}\left(\frac{P^2}{\rho\Omega^2}+\rho l^2+\frac{2Pl}{\Omega}\right).$$

Cette espèce de vibrations longitudinales est surtout due à l'inertie du piston.

11. Pour trouver v_1, remarquons que 1° u_0 étant de la forme

$$u_0 = a_1\sin\omega t + a_3\sin 3\omega t + \ldots\ldots + a_{2n+1}\sin(2n+1)\omega t,$$

le terme général de $\frac{du_0}{dt}$ est $(2n+1)\omega a_{2n+1}\cos(2n+1)\omega t$;

2° $\cos(2n+1)\omega t . \sin \omega t = \frac{1}{2}[\sin 2(n+1)\omega t - \sin 2n\omega t]$;

3° $\sin 2(n+1)\omega t . \sin \omega t = \frac{1}{2}[\cos 2n\omega t - \cos 2(n+1)\omega t]$;

et nous sommes conduits à poser

$$v_1 = c_0 + c_2 \cos 2\omega t + c_4 \cos 4\omega t + \ldots\ldots + c_{2n} \cos 2n\omega t,$$
$$+ b_1 \sin \omega t + b_2 \sin 2\omega t + b_4 \sin 4\omega t + \ldots\ldots + b_{2n} \sin 2n\omega t$$

Les termes en sinus et cosinus d'arcs multiples pairs de ωt seront uniquement donnés par la vapeur, et le coefficient de $\sin \omega t$ ne dépendra que de l'inertie de la bielle et du contre-poids.

Occupons-nous d'abord de la recherche de b_1.

On a :

$$\frac{d^4 b_1}{dx^4} = \frac{\omega^2 \rho \Omega}{\text{LI}} \left[b_1 + l\left(1 - \frac{x}{l}\right) \right].$$

Cette équation sera vérifiée en posant $b_1 + l\left(1 - \frac{x}{l}\right) = e^{\alpha x}$, α étant déterminé par

$$\alpha^4 = \omega^2 \frac{\rho \Omega}{\text{EI}},$$

équations dont les racines sont :

$$\alpha_1 = + \sqrt[4]{\frac{\omega^2 \rho \Omega}{\text{EI}}}, \quad \alpha_2 = -\alpha_1, \quad \alpha_3 = +\alpha_1 \sqrt{-1},$$
$$\alpha_4 = -\alpha_1 \sqrt{-1},$$

d'où il suit que l'intégrale générale de l'équation différentielle ci-dessus est représentée par

$$b_1 + l\left(1 - \frac{x}{l}\right) = \text{C}_1 e^{\alpha_1 x} + \text{C}'_1 e^{-\alpha_1 x} + \text{D}_1 \sin \alpha_1 x + \text{F}_1 \cos \alpha_1 x,$$

$\text{C}_1, \text{C}'_1, \text{D}_1, \text{F}_1$ étant des constantes que l'on déterminera au moyen des conditions relatives aux extrémités.

Les conditions $v_1 = 0$ pour $x = 0$, $v_1 = u_0 \sin \omega t$ pour $x = l$, donnent :

$$(\alpha) \quad \begin{cases} l = \text{C} + \text{C}'_1 + \text{F}_1, \\ 0 = \text{C}_1 e^{\alpha_1 l} + \text{C}'_1 e^{-\alpha_1 l} + \text{D}_1 \sin \alpha_1 l + \text{F}_1 \cos \alpha_1 l, \end{cases}$$

et en remarquant que

$$\frac{du'_0}{dx} = -\left(\frac{d^2v_0}{dx^2} + \frac{EI}{G\Omega}\frac{d^4v_0}{dx^4}\right) = -\frac{d^2v_0}{dx^2} +$$

$$+\left[\frac{d^2v_0}{dt^2} - \omega^2 l \sin\omega t\left(1 - \frac{x}{l}\right)\right]\frac{\rho}{G},$$

les conditions relatives à u' conduisent aux relations

$$-\frac{d^2b_1}{dx^2} - \omega^2\left[b_1 + l\left(1 - \frac{x}{l}\right)\right]\frac{\rho}{G} = -\frac{\varepsilon M\omega^2 l}{EI} \quad \text{pour } x = 0,$$

$$-\frac{d^2b_1}{dx^2} - \omega^2\left[b_1 + l\left(1 - \frac{x}{l}\right)\right]\frac{\rho}{G} = 0 \qquad \text{pour } x = l,$$

ou encore

$$(\beta)\begin{cases}\left(\alpha^2_1 + \omega^2\frac{\rho}{G}\right)\left(C_1 + C'_1\right) - \left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{G}\right)F_1 = \frac{\varepsilon M\omega^2 l}{EI}, \\ \left(\alpha^2_1 + \omega^2\frac{\rho}{G}\right)\left(C_1 e^{\alpha_1 l} + C'_1 e^{-\alpha_1 l}\right) - \\ -\left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{G}\right)\left(D_1 \sin\alpha_1 l + F_1 \cos\alpha_1 l\right) = 0.\end{cases}$$

On déduit enfin des équations (α) et (β) :

$$F_1 = \frac{\left(\alpha^2_1 + \omega^2\frac{\rho}{G} - \frac{\varepsilon M\omega^2}{EI}\right)l}{2\alpha^2_1},$$

$$C_1 + C'_1 = \frac{\left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{G} + \frac{\varepsilon M\omega^2}{EI}\right)l}{2\alpha^2_1},$$

$$C_1 e^{\alpha_1 l} + C' e^{-\alpha_1 l} = 0,$$

$$D_1 \sin\alpha_1 l + F_1 \cos\alpha_1 l = 0,$$

$$C_1 = \frac{\left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{G} + \frac{\varepsilon M\omega^2}{EI}\right)l e^{-\alpha_1 l}}{2\alpha^2_1\left(e^{-\alpha_1 l} - e^{\alpha_1 l}\right)},$$

$$C'_1 = \frac{\left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{G} + \frac{\varepsilon M\omega^2}{EI}\right)l e^{\alpha_1 l}}{2\alpha^2_1\left(e^{\alpha_1 l} - e^{-\alpha_1 l}\right)},$$

$$D_1 = -F_1 \cot\alpha_1 l.$$

Tels sont tous les éléments de la question. On voit ainsi que le contre-poids tend à diminuer la partie de l'oscillation correspondant aux termes trigonométriques, et à augmenter celle qui dépend des exponentielles. Mais pour avoir une idée bien nette de l'influence du contre-poids sur les vibrations transversales de la bielle, il faut avoir recours à des formules plus simples que nous obtiendrons en remarquant que α_1 est une quantité très-petite et développant en série.

D'après les relations précédentes on peut écrire :

$$b_1 = -(l-x) + C_1 e^{\alpha_1 l}\left[e^{\alpha_1(x-l)} - e^{-\alpha_1(x-l)}\right] + \frac{F_1}{\sin \alpha_1 l}\sin \alpha_1 (l-x);$$

ou en posant

$$l - x = x', \quad 2C_1 e^{\alpha_1 l} - \frac{F_1}{\sin \alpha_1 l} = A, \quad 2C_1 e^{\alpha_1 l} + \frac{F_1}{\sin \alpha_1 l} = B$$

et développant :

$$b_1 = -x' - \alpha_1 A x' - \frac{\alpha_1^3 B}{1.2.3} x'^3 - \frac{\alpha_1^5 A}{1.2.3.4.5} x'^5 - \ldots\ldots$$

et comme pour $x' = 0$, $b_1 = 0$, on a

$$0 = -1 - \alpha_1 A - \frac{B\alpha_1^3}{1.2.3} l^2 - \frac{\alpha_1^5 A}{1.2.3.4.5} l^4 - \ldots\ldots$$

d'où

$$b_1 = x'\left[\frac{\alpha_1^3}{1.2.3}(l^2 - x'^2)B + \frac{\alpha_1^5}{1.2.3.4.5}(l^4 - x'^4)A + \ldots\ldots\right].$$

Or on a approximativement :

$$2C_1 e^{\alpha_1 l} = \frac{\left(\alpha_1^2 - \omega^2\frac{\rho}{G} + \frac{\varepsilon M \omega^2}{EI}\right) l}{\alpha_1^2\left(e^{-\alpha_1 l} - e^{\alpha_1 l}\right)} = -\frac{\left(\alpha_1^2 - \omega^2\frac{\rho}{G} + \frac{\varepsilon M \omega^2}{EI}\right)}{2\alpha_1^3},$$

$$\frac{F_1}{\sin \alpha_1} = \frac{\alpha_1^2 + \omega^2\frac{\rho}{G} - \frac{\varepsilon M \omega^2}{EI}\Big)}{2\alpha_1^3},$$

d'où

$$A = -\frac{1}{\alpha_1}, \quad B = \frac{1}{\alpha^3_1}\left(\omega^2 \frac{\rho}{G} - \frac{\varepsilon M \omega^2}{EI}\right)$$

et

$$b_1 = x'\left[\frac{\omega^2}{1.2.3}\left(\frac{\rho}{G} - \frac{\varepsilon M}{EI}\right)(l^2 - x'^2) - \frac{\alpha^4_1}{1.2.3.4}(l^4 - x'^4) + \ldots\right]$$

ou en s'arrêtant au terme en α_1^4, vu la petitesse de α_1 :

$$b_1 = \frac{x'(l^2 - x'^2)}{6}\omega^2\left[\frac{\rho}{G} - \frac{\varepsilon M}{EI} - \frac{1}{20}\frac{\rho \Omega}{EI}(l^2 + x'^2)\right].$$

Le troisième terme du dernier facteur est bien supérieur à $\frac{\rho}{G}$, d'où il suit que, *même en supposant* $M = 0$, *le déplacement* $b_1 \sin \omega t$ *sera toujours de sens contraire à l'action des forces motrices.* Ce fait, qui paraît paradoxal au premier abord, s'explique facilement si l'on remarque que le maximum de la vitesse acquise correspond à une valeur nulle pour ces forces et le déplacement, et inversement; et que ce maximum est toujours de signe contraire à la valeur que prennent ces forces dans l'instant suivant.

On voit également, d'après la formule ci-dessus, contrairement à ce que l'on aurait pu prévoir par des considérations *à priori*, que *le contre-poids a pour effet d'augmenter l'amplitude des oscillations dans un rapport compris entre les limites* $10\frac{\varepsilon}{l}\frac{M}{B}$ et $20\frac{\varepsilon}{l}\frac{M}{B}$, *obtenues en négligeant* $\frac{\rho}{G}$ *et appelant* B *la masse de la bielle.*

Or, dans la recherche des conditions de stabilité des locomotives, la valeur de $M\varepsilon$ à laquelle on est conduit est $\frac{Bl}{12}$; mais pour ne pas tomber sur une trop grande

valeur de la masse M qui la rendrait inapplicable, nous supposerons

$$M\varepsilon = \frac{1}{20} Bl,$$

et les limites ci-dessus deviendront $\frac{1}{2}$ et 1 ; ainsi *l'amplitude des oscillations sera au plus doublée, et au moins augmentée de moitié par l'effet du contre-poids.*

La recherche du maximum de b_1 par rapport à x conduit à l'équation biquarrée :

$$x'^4 + \frac{12M\varepsilon}{\rho\Omega} x'^2 - l^2\left(\frac{4M\varepsilon}{lB} + \frac{1}{5}\right) = 0,$$

qui a toujours une racine réelle. On déduit de là

$$x' = l\sqrt{-6\frac{M\varepsilon}{Bl} + \sqrt{\frac{36M^2\varepsilon^2}{B^2l^2} + \frac{4M\varepsilon}{Bl} + \frac{1}{5}}}.$$

Dans le cas où $M = 0$, on a

$$x' = l\sqrt[4]{\frac{1}{5}} + \frac{2}{3}l = 0,66l$$

et

$$\text{Maximum de } b_1 = -0,0044\omega^2 \frac{Bl^4}{EI}.$$

Si l'on adapte le contre-poids $M = \frac{1}{20} \cdot \frac{Bl}{\varepsilon}$, on a $x' = 0,71l$

et

$$\text{Maximum de } b_1 = -0,0074\omega^2 \frac{Bl^4}{EI},$$

qui est environ égal aux $\frac{8}{5}$ du précédent.

La fonction c_{2n} sera donnée par l'équation

$$-4n^2\omega^2 c_{2n} = -\frac{EI}{\rho\Omega}\frac{d^4c_{2n}}{dx^4}$$

avec les conditions

$$x = 0,\quad c_{2n} = 0,\quad \frac{d^2 c_{2n}}{dx^2} + \frac{\rho}{G} 4n^2\omega^2 c_{2n} = 0,$$

$$x = l,\quad \frac{du'}{dx} = 0,\quad c_{2n} = \tfrac{1}{2}(a_{2n+1} - a_{2n-1}) = -\frac{2pS}{\omega\pi\Omega\sqrt{\rho L}} \times$$

$$\left[\frac{\operatorname{tang}\sqrt{\frac{\rho}{E}}\,\omega(2n+1)l}{(2n+1)^2} - \frac{\operatorname{tang}\sqrt{\frac{\rho}{E}}\,\omega(2n-1)l}{(2n-1)^2}\right].$$

Si l'on pose

$$\alpha_{2n} = \sqrt{\frac{\rho\Omega}{EI} 4n^2\omega^2},$$

c_{2n} sera représenté par

$$c_{2n} = H_{2n} e^{\alpha_{2n} x} + H'_{2n} e^{-\alpha_{2n} x} + I_{2n} \sin\alpha_{2n} x + J_{2n} \cos\alpha_{2n} x,$$

les constantes H_{2n}, H'_{2n}, I_{2n}, I'_{2n} étant données par

$$H_{2n} + H'_{2n} + J_{2n} = 0,$$

$$\left(H_{2n} + H'_{2n}\right)\left(\alpha^2_{2n} + \frac{\rho}{G} 4n\omega^2\right) - J_{2n}\left(\alpha^2_{2n} - \frac{\rho}{G} 4n\omega^2\right) = 0,$$

$$H_{2n} e^{\alpha_{2n} l} + H'_{2n} e^{-\alpha_{2n} l} + I_{2n} \sin\alpha_{2n} l + J_{2n} \cos\alpha_{2n} l = 0,$$

$$\left(H_{2n} e^{\alpha_{2n} l} + H'_{2n} e^{\alpha_{2n} l}\right)\left(\alpha^2_{2n} + \frac{\rho}{G} 4n\omega^2\right) - \left(I_{2n} \sin\alpha_{2n} l + \right.$$

$$\left. + J_{2n} \cos\alpha_{2n} l\right)\left(\alpha^2_{2n} - \frac{\rho}{G} 4n\omega^2\right) = \tfrac{1}{2}(a_{2n+1} - a_{2n-1}).$$

d'où

$$J_{2n} = 0,$$

$$I_{2n} = -\frac{1}{4\alpha^2_{2n} \sin\alpha_{2n} l}(\alpha_{2n+1} - \alpha_{2n-1}).$$

$$H_{2n} = -H'_{2n} = -\frac{I_{2n} \sin\alpha_{2n} l}{e^{\alpha_{2n} l} - e^{\alpha_{2n} l}} = \frac{a_{2n+1} - a_{2n-1}}{4\alpha^2_{2n}(e^{\alpha_{2n} l} - e^{-\alpha_{2n} l})}.$$

Enfin

$$c_{2n} = \frac{a_{2n+1} - a_{2n-1}}{4\alpha^2_{2n}}\left(\frac{e^{\alpha_{2n} x} - e^{-\alpha_{2n} x}}{e^{\alpha_{2n} l} - e^{-\alpha_{2n} l}} - \frac{\sin\alpha_{2n} x}{\sin\alpha_{2n} l}\right).$$

Ces formules sont en défaut lorsque $n = 0$; le plus

simple alors est de remonter aux équations primitives; on trouve ainsi

$$c_0 = -\frac{2pS}{\omega\pi\Omega l\sqrt{\rho E}} \tang \sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega l.x,$$

ou encore approximativement

$$c_0 = -\frac{2pSx}{\pi E\Omega}.$$

L'un des effets de la vapeur est donc d'infléchir d'une manière permanente pendant chaque demi-oscillation du piston l'axe de la bielle, sans altérer sa forme rectiligne, et cette inflexion est de sens contraire pour deux demi-oscillations consécutives.

Soient, par exemple,

$$p = 5\text{atm.} = 10^4 . \times 5 \times 1{,}03, \quad S = \frac{\pi 0{,}40^2}{4},$$

$$l = 1{,}50, \quad \Omega = \frac{50 \text{ kil.}}{1{,}50 \times 7000},$$

on a $E = 2.10^{10}$, et l'on trouve pour le maximum de c_0, $c_0 = 0{,}0006$.

La fonction b_{2n} sera déterminée par

$$-4n^2\omega^2 b_{2n} = -\frac{EI}{\rho\Omega}\frac{d^4 b_{2n}}{dx^4} - 2\omega^2[-(2n+1)a_{2n+1} + \\ + (2n-1)a_{2n-1}].$$

avec les conditions

$$x=0,\ b_{2n}=0,\ \frac{d^2 b_{2n}}{dx^2} + \frac{\rho}{G}\omega^2[4n^2 b_{2n} + (2n+1)a_{2n+1} - \\ -(2n-1)a_{2n-1}] = 0,$$

$$x=l,\ b_{2n}=0,\ \frac{d^2 b_{2n}}{dx^2} + \frac{\rho}{G}\omega^2[4n^2 b_{2n} + (2n+1)a_{2n+1} - \\ -(2n-1)a_{2n-1}] = 0.$$

Or

$$(2n+1)a_{2n+1}-(2n-1)a_{2n-1}=$$

$$=-\frac{4pS}{\omega\pi\Omega\sqrt{\rho E}}\left[\frac{\sin\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)x}{(2n+1)\cos\sqrt{\frac{\rho}{E}}(2n-1)\omega l}-\frac{\sin\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)x}{(2n-1)\cos\sqrt{\frac{\rho}{E}}(2n-1)\omega l}\right]$$

est de la forme

$$\gamma\sin\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)x+\delta\sin\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n-1)x;$$

posant donc :

$$b_{2n}=b'_{2n}+q\sin\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)x+q'\cos\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n-1)x$$

q et q' étant déterminés par les relations

$$-4n^2\omega^2q=-\frac{EI}{\rho\Omega}q\frac{\rho^2}{E^2}\omega^4(2n+1)^4+2\omega^2\gamma,$$

$$-4n^2\omega^2q'=-\frac{EI}{\rho\Omega}q'\frac{\rho^2}{E^2}\omega^4(2n-1)^4-2\omega^2\delta,$$

d'où

$$q=\frac{2\gamma}{I\frac{\rho}{E}\omega^2(2n+1)^2-4n^2},$$

$$q'=\frac{-2\delta}{I\frac{\rho}{E}\omega^2(2n-1)^2+4n^2}.$$

on aura alors pour déterminer b'_{2n} :

$$-4n^2\omega^2b'_{2n}=-\frac{EI}{\rho\Omega}\frac{d^4b'_{2n}}{dx^4},$$

d'où

$$b'_{2n}=Ke^{\alpha_{2n}x}+K'e^{-\alpha_{2n}x}+L\sin\alpha_{2n}x+N\cos\alpha_{2n}x.$$

Les constantes se déduiront des équations suivantes :

$$K+K'+N=0,$$

$$Ke^{\alpha_{2n}l}+K'e^{-\alpha_{2n}l}+L\sin\alpha_{2n}l+N\cos\alpha_{2n}l+$$

$$+q\sin\sqrt{\frac{\rho}{E}}(2n+1)\omega l+q'\cos\sqrt{\frac{\rho}{E}}(2n-1)\omega l=0,$$

$$\left(K+K'\right)\left(\alpha^2_{2n}+\frac{\rho}{G}4n^2\omega^2\right)-\left(\alpha_{2n}-\frac{\rho}{G}4n^2\omega^2\right)N=0,$$

$$\left(Ke^{\alpha_{2n}l}+K'e^{-\alpha_{2n}l}\right)\left(\alpha^2_{2n}+\frac{\rho}{G}4n^2\omega^2\right)-$$

$$-\left(\alpha^2_{2n}-\frac{\rho}{G}4n^2\omega^2\right)\left(L\sin\alpha_{2n}l+N\cos\alpha_{2n}l\right)+$$

$$+\left[\frac{\rho}{G}\omega^2-q\frac{\rho}{E}\omega^2(2n+1)^2\right]q\sin\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n+1)l+$$

$$+\left[\frac{\rho}{G}\omega^2-q'\frac{\rho}{E}\omega^2(2n-1)^2\right]q'\sin\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega(2n-1)l=0.$$

d'où $K+K'=0$, $N=0$, et par suite les autres constantes dont nous nous dispenserons d'écrire les valeurs.

12. *Des oscillations qui dépendent de la seconde puissance de* m. — On arrive facilement aux équations suivantes :

$$(1)\quad \frac{d^2u_2}{dt^2}=\frac{E}{\rho}\frac{d^2u_2}{dx^2}+\omega^2l(\cos 2\omega t+\tfrac{1}{2}\sin 2\omega t)+2\omega\sin\omega t\frac{dv_1}{dt}.$$

$$(2)\quad \frac{d^2v_2}{dt^2}=-\frac{EI}{\rho\Omega}\frac{d^4v_2}{dx^4}+\omega^2l\sin\omega t-2\omega l\sin\omega t\frac{du_1}{dt}.$$

$$(3)\quad u'_2=-\frac{d}{dx}\left(v_2+\frac{EI}{G\Omega}\frac{d^2v_2}{dx^2}\right)$$

avec les conditions

$$(4)\quad x=0,\ u_2=0,\ v_2=0,\ \frac{du'^2}{dx}=-\frac{M\omega^2l\varepsilon}{EI}\sin\omega t.$$

$$(5)\quad x=l,\ \frac{du'_2}{dx}=0,\ v_2=u_1\sin\omega t,\ E\Omega\frac{dn_1}{dx}+EI\sin\omega t\frac{d^3v_1}{dx^3}=$$

$$=Pl\omega^2\cos 2\omega t.$$

13. *Détermination de* u_2. — On a

$$v_1 = c_0 + c_2 \cos 2\omega t + \ldots\ldots + c_{2n} \cos 2n\omega t,$$
$$+ b_1 \sin \omega t + b_2 \sin 2\omega t + \ldots\ldots + b_{2n} \sin 2n\omega t,$$
$$\frac{dv_1}{dt} = - 2c_2\omega \sin 2\omega t - \ldots\ldots - 2c_{2n}\omega \sin 2n\omega t,$$
$$+ b_1\omega \cos \omega t + 2b_2\omega \cos 2\omega t + \ldots\ldots + 2n\omega \cos 2n\omega t.$$

De plus

$$\cos\omega t \sin\omega t = \tfrac{1}{2}\sin 2\omega t, \quad \sin^2\omega t = \frac{1 - \cos 2\omega t}{2},$$
$$\cos 2n\omega t \sin\omega t = \tfrac{1}{2}[\sin(2n+1)\omega t - \sin(2n-1)\omega t],$$
$$\sin 2n\omega t \sin\omega t = \tfrac{1}{2}[\cos(2n-1)\omega t - \cos(2n-1)\omega t].$$

La fraction u_2 sera donc de la forme :

$$u_2 = f_0 + f_1 \cos\omega t + f_3 \cos 3\omega t + \ldots\ldots + f_{2n+1} \cos(2n+1)\omega t,$$
$$+ h_1 \sin\omega t + h_3 \sin 3\omega t + \ldots\ldots + h_{2n+1} \sin(2n+1)\omega t,$$
$$+ f_2 \cos 2\omega t + h_2 \sin 2\omega t.$$

14. On a pour déterminer f_2 l'équation

$$-4\omega^2 f_2 = \frac{E}{\rho}\frac{d^2 f_2}{dx^2} + \omega^2 l,$$

avec les conditions

$$x = 0, \quad f_2 = 0.$$
$$x = l, \quad E\Omega\frac{df_2}{dx} - \frac{EI}{2}\frac{d^3 b_1}{dx^3} = Pl\omega^2.$$

L'équation différentielle sera vérifiée par

$$f_2 = -\frac{l}{4} + Q' \sin 2\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}x + R' \cos 2\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}x.$$

Q' et R' étant des constantes arbitraires. Si l'on se reporte à l'article concernant b_1, on voit que l'on peut prendre approximativement pour $x = l$, $\frac{d^3 b_1}{dx^3} = \alpha^3{}_1 B$.

On a par suite

$$R' = \frac{l}{4},$$

$$-E\Omega 2\omega \sqrt{\frac{\rho}{E}} \left(Q' \cos 2\omega \sqrt{\frac{\rho}{E}} l + R' \sin 2\omega \sqrt{\frac{l}{E}} l \right) =$$
$$= Pl^2 + \frac{EI}{2} \alpha^2{}_1 B,$$

d'où

$$Q' = \frac{l}{4} \operatorname{tang} 2\omega \sqrt{\frac{\rho}{E}} l + \frac{\omega \left(Pl + \frac{EI\rho}{G} + \frac{\varepsilon M}{2} \right)}{2\Omega \sqrt{\rho E}}.$$

En général $\frac{M\varepsilon}{2}$ sera très-petit par rapport à Pl ; on peut donc dire que le contrepoids n'a pas d'influence notable sur le genre de vibrations que nous venons d'étudier, qui dépendent spécialement de l'inertie du piston et de la bielle, et nullement de l'action de la vapeur.

15. La fonction h_2 sera donnée par

$$-4\omega^2 h_2 = \frac{E}{\rho} \frac{d^2 h_2}{dx^2} + \frac{\omega^2 l}{2} \left(1 + \frac{b_1}{l} \right),$$

ou en négligeant $\frac{b_1}{l}$ devant 1

$$-4\omega^2 h_2 = \frac{E}{\rho} \frac{d^2 h_2}{dx^2} + \frac{\omega^2 l}{2},$$

avec les conditions

$$x = 0, \quad h_2 = 0.$$
$$x = l, \quad \frac{dh_2}{dx} = 0.$$

Ce nouveau genre de vibrations est indépendant de la vapeur et du contre-poids. L'équation différentielle a pour intégrale

$$h_2 = -\frac{l}{8} + Q \sin 2\omega \sqrt{\frac{\rho}{E}}\,x + R \cos 2\omega \sqrt{\frac{\rho}{E}}\,x,$$

les constantes Q et R étant déterminées par les relations

$$R = \frac{l}{8},$$

$$Q \cos 2\omega \sqrt{\frac{\rho}{E}}\,l - R \sin 2\omega \sqrt{\frac{\rho}{E}}\,l = 0,$$

d'où

$$Q = \frac{l}{8} \operatorname{tang} 2\omega \sqrt{\frac{\rho}{E}}\,l,$$

et enfin

$$h_2 = \frac{l}{8}\left(-1 + \frac{\cos 2\omega \sqrt{\frac{\rho}{E}}\,(l - x)}{\cos 2\omega \sqrt{\frac{\rho}{E}}\,l}\right).$$

16. Le déplacement f_0 se déduira des formules

$$\frac{E}{\rho}\frac{d^2 f_0}{dx^2} = 0,$$

$$x = 0, \quad f_0 = 0,$$

$$x = l, \quad E\Omega \frac{df_0}{dx} + \frac{1}{2} EI \frac{d^3 b_1}{dx^3} = 0, \quad \frac{d^3 b_1}{dx^3} = \alpha^2{}_1 B,$$

d'où

$$f_0 = -\frac{I}{2\Omega}\alpha^2{}_1 B x = -\frac{\omega^2}{2}\left(\frac{\rho I}{G\Omega} - \frac{M\varepsilon}{E\iota}\right)x.$$

Le second terme du coefficient de x sera en général supérieur au premier ; on peut donc dire que *le contre-poids donne lieu à une dilatation constante suivant l'axe de la pièce.*

Les f et les h à indices impairs sont indépendants du contre-poids et sont spécialement dus à l'action de la vapeur ; les formules au moyen desquelles on pourra les déterminer sont les suivantes :

$$\left.\begin{array}{l} -(2n+1)^2\omega^2 f_{2n+1} = \frac{E}{\rho}\frac{d^2 f_{2n+1}}{dx^2} - \omega^2 l(c_{2n+2} - c_{2n}), \\ x=0, \quad f_{2n+1}=0, \\ x=l, \quad E\Omega\frac{df_{2n+1}}{dx} + \frac{EI}{2}\frac{d^3}{dx^3}(b_{2n+2} - b_{2n}) = 0, \end{array}\right\} \text{pour } f_{2n+1}$$

$$\left.\begin{array}{l} -(2n+1)^2\omega^2 h_{2n+1} = \frac{E}{\rho}\frac{d^2 h_{2n+1}}{dx^2} - \omega^2 l(b_{2n+1} - b_{2n}), \\ x=0, \quad f_{2n+1}=0, \\ x=l, \quad E\Omega\frac{dh_{2n+1}}{dx} + \frac{EI}{2}\frac{d^3}{dx^3}(c_{2n} - c_{2n+2}) = 0, \end{array}\right\} \text{pour } h_{2n+1}$$

Mais nous ne nous arrêterons pas à ce calcul qui n'offre qu'un intérêt secondaire.

Il résulte de ce qui précède que *l'action du contre-poids dans le sens de l'axe de la bielle se réduit à une dilatation constante en chaque point de la pièce.* Cette dilatation est la même que si la bielle suspendue par le bouton de la manivelle était sollicitée par la force

$$E\Omega\frac{f_c}{l} = \omega^2\frac{\varepsilon M}{2},$$

soit $\frac{\omega^2}{40}\frac{Bgl}{g}$, en supposant $M\varepsilon = \frac{Bl}{20}$. Dans le cas où $\omega = 15$, $Bg = 50^k$; $l = 1^m50$, on trouve pour cette force 42 kil.

17. *Détermination de* v_2. — Si l'on remarque que

$$u_1 = a'_1 \cos\omega t, \quad \frac{du_1}{dt} = -a'_1\omega\sin\omega t,$$

$$a'_1 = -l + l\cos\sqrt{\frac{\rho}{L}}\omega x + A_1\sin\sqrt{\frac{\rho}{E}}\omega x,$$

$$\sin 2\omega t = \frac{1-\cos 2\omega t}{2}, \quad \sin\omega t\cos\omega t = \tfrac{1}{2}\sin 2\omega t,$$

on reconnaît facilement que v_2 est de la forme

$$v_2 = j_0 + j_2\cos 2\omega t + k_1\sin\omega t + k_2\sin 2\omega t,$$

j_0, j_2, k_1, k_2 étant des fonctions inconnues de x que nous allons chercher à déterminer.

La fonction j_0 sera déterminée par l'équation

$$o = -\frac{EI}{\rho\Omega}\frac{d^4 j_0}{dx^4} + \omega^2 l a'_1,$$

jointe aux conditions

$$x = o, \quad j_0 = o, \quad \frac{d^2 j_0}{dx^2} + \frac{EI}{G\Omega}\frac{d^4 j_0}{dx^4} = o,$$

$$x = l, \quad j_0 = o, \quad \frac{d^2 j_0}{dx^2} + \frac{EI}{G\Omega}\frac{d^4 j_0}{dx^4} = o,$$

ou, eu égard à l'équation différentielle et aux valeurs de u_1 relatives aux extrémités

$$x = o; \quad j_0 = o, \quad \frac{d^2 j_0}{dx^2} = -\omega^2 l \frac{\rho}{G},$$

$$x = l, \quad j_0 = o, \quad \frac{d^2 j_0}{dx^2} = -\omega^2 l \frac{\rho}{G}.$$

On reconnait facilement que l'équation différentielle est vérifiée par une fonction de la forme

$$j_0 = \frac{\rho\Omega}{EI}\omega^2 l \left\{ -\frac{x^4}{1.2.3.4} + \frac{\cos\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}x + \frac{A_1}{l}\sin\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}x}{\omega^4\frac{\rho^2}{E^2}} \right\} +$$
$$+ Dx^3 + Ex^2 + Fx + G,$$

$D, E, F, G,$ étant des fonctions déterminées par les équations

$$G = -\frac{l\Omega E}{I\omega^2\rho},$$

$$E = \frac{1}{2}\left(\frac{\Omega l}{I} - \frac{\omega^2 \rho l}{G}\right).$$

$$\frac{\rho\Omega}{EI}\omega^2 l \left\{ -\frac{l^4}{1.2.3.4} + \frac{\cos\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l + A_1\sin\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l}{\omega^4\frac{\rho^2}{E^2}} \right\} +$$
$$+ Dl^3 + El^2 + Fl + G = o,$$

$$\frac{\rho\Omega}{EI}\omega^2 l \left\{ -\frac{l^2}{1.2} - \frac{\cos\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}\,l + \frac{A_1}{l}\sin\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}\,l}{\omega^2\frac{\rho}{E}} \right\} +$$

$$+ 3\,2Dl + 2E = -\omega^2 l\frac{\rho}{G}.$$

il suit de ces équations et de la valeur de A_1 trouvée plus haut que le *déplacement transversal indépendant du temps* j_0 *est dû entièrement à l'inertie du piston et de la bielle.*

Il en est de même des vibrations correspondantes à $j_2\cos 2\omega t$ dont les éléments seront donnés par les relations

$$-4\omega^2 j_2 = -\frac{EI}{\rho\Omega} - \omega^2 l a'_1,$$

$$\left.\begin{array}{r} \dfrac{d^2 j_2}{dx^2} + \dfrac{EI}{G\Omega}\dfrac{d^4 j_2}{dx^4} = 0, \\ j_2 = 0, \end{array}\right\} \text{pour } x = 0, \quad x = l.$$

On calculera j_2 comme on l'a fait pour j_1.

La fonction k_1 se déterminera au moyen des relations

$$-\omega^2 k_1 = -\frac{EI}{\rho\Omega}\frac{d^4 k_1}{dx^4} + \omega^2 l,$$

$$\text{Pour } x = 0 \left\{\begin{array}{l} b_1 = 0, \\ -\dfrac{d^2}{dx^2}\left(k_1 + \dfrac{EI}{G\Omega}\dfrac{d^2 k_1}{dx^2}\right) = -\dfrac{M\omega^2 l\varepsilon}{EI}. \end{array}\right.$$

$$\text{Pour } x = l \left\{\begin{array}{l} b_1 = 0, \\ \dfrac{d^2}{dx^2}\left(k_1 + \dfrac{EI}{G\Omega}\dfrac{d^2 k_1}{dx^2}\right) = 0. \end{array}\right.$$

L'intégrale générale de l'équation différentielle est de la forme

$$k_1 = -l + Te^{\alpha_1 x} + T'e^{-\alpha_1 x} + S\sin\alpha_1 x + U\cos\alpha_1 x,$$

en posant toujours,

$$\alpha_1 = \sqrt[4]{\frac{\omega^2\rho\Omega}{EI}},$$

T, T', S, U étant des constantes déterminées par les relations

$$l = \mathrm{T} + \mathrm{T}' + \mathrm{U},$$

$$l = \mathrm{T}e^{\alpha_1 l} + \mathrm{T}'e^{-\alpha_1 l} + \mathrm{S}\sin\alpha_1 l + \mathrm{U}\cos\alpha_1 l,$$

$$\left(\alpha^2_1 + \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}}\right)\left(\mathrm{T}+\mathrm{T}'\right) - \left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}}\right)\mathrm{U} = \frac{\mathrm{M}\omega^2 l\varepsilon}{\mathrm{EI}},$$

$$\left(\alpha^2_1 + \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}}\right)\left(\mathrm{T}e^{\alpha_1 l} + \mathrm{T}'e^{-\alpha_1 l}\right) - \left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}}\right)\left(\mathrm{S}\sin\alpha_1 l + \right.$$

$$\left. + \mathrm{U}\cos\alpha_1 l\right) = 0,$$

d'où

$$\mathrm{U} = \frac{\left(\alpha^2_1 + \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}} - \frac{\mathrm{M}\omega^2\varepsilon}{\mathrm{EI}}\right) l}{2\alpha^2_1},$$

$$\mathrm{T} + \mathrm{T}' = \frac{\left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}} + \frac{\mathrm{M}\omega^2\varepsilon}{\mathrm{EI}}\right) l}{2\alpha^2_1},$$

$$\mathrm{S}\sin\alpha_1 l - \mathrm{U}\cos\alpha_1 l = \frac{\left(\alpha^2_1 + \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}}\right) l}{2\alpha^2_1},$$

$$\mathrm{S} = l\frac{\left[\alpha^2 + \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}} - \left(\alpha^2_1 + \omega\frac{\rho}{\mathrm{G}} - \frac{\mathrm{M}\omega^2\varepsilon}{\mathrm{EI}}\right)\cos\alpha_1 l\right]}{2\alpha^2_1\sin\alpha_1 l},$$

$$\mathrm{T}e^{\alpha_1 l} + \mathrm{T}'e^{-\alpha_1 l} = \frac{\left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}}\right) l}{2\alpha^2_1},$$

$$\mathrm{T} = \frac{l}{2\alpha^2_1}\frac{\left(\alpha^2_1 + \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}} + \frac{\mathrm{M}\omega^2\varepsilon}{\mathrm{EI}}\right)e^{\alpha_1 l} - \left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}}\right)}{e^{\alpha_1 l} - e^{-\alpha_1 l}},$$

$$\mathrm{T}' = \frac{l}{2\alpha^2_1}\frac{\left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}} + \frac{\mathrm{M}\omega^2\varepsilon}{\mathrm{EI}}\right)e^{\alpha_1 l} - \left(\alpha^2_1 - \omega^2\frac{\rho}{\mathrm{G}}\right)}{e^{\alpha_1 l} - e^{-\alpha_1 l}},$$

et le problème peut être considéré comme résolu. Mais

pour se rendre bien compte de l'influence du contre-poids, il faut, comme plus haut, avoir recours au développement en série ; ce qui donne

$$k_1 = \alpha_1 x(T - T' + S) + \frac{\alpha^2{}_1 x^2}{1.2}(T + T' - U) +$$

$$+ \frac{\alpha^3{}_1 x^3}{1.2.3}(T - T' - S) + \frac{\alpha^4{}_1 x^4}{1.2.3.4}(T + T' - U) + \ldots,$$

$$o = \alpha_1 l(T - T' + S) + \frac{\alpha^2{}_1 l^2}{1.2}(T + T' - U) + \ldots$$

d'où

$$k_1 = x\left[\frac{\alpha^2{}_1(x - l)}{2}(T + T' - U) + \frac{\alpha^3{}_1(x^2 - l^2)}{1.2.3}(T - T' - S) + \right.$$

$$\left. + \frac{\alpha^4{}_1(x^3 - l^3)}{1.2.3.4}(T + T' + U) + \frac{\alpha^5(x^4 - l^4)}{1.2.3.4}(T + T' + S)\right].$$

Or on a très-approximativement vu la petitesse de ϵ

$$T + T' - U = -\frac{\omega^2\left(\frac{\rho}{G} - \frac{M\epsilon}{EI}\right)l}{\alpha^2{}_1},$$

$$T - T' - S = -\frac{\frac{M\epsilon\omega^2}{EI}}{\alpha^3{}_1},$$

$$T + T' + U = l,$$

$$T - T' + S = o,$$

$$\ldots\ldots\ldots\ldots$$

d'où

$$k_1 = \frac{\omega^2 x(x - l)}{2}\left[\frac{M\epsilon}{3EI}(2l - x) - \frac{\rho}{G} + \frac{\rho\Omega l}{3.4.EI}(x^2 + lx + l^2)\right].$$

Le contre-poids viendra donc encore ici augmenter l'amplitude des vibrations, dans un rapport sensiblement égal à

$$\frac{M\epsilon(2l + x)}{\frac{\rho\Omega l}{4}(x^2 + lx + l^2)},$$

compris entre les limites

$$\frac{\frac{2M\varepsilon}{\rho\Omega l^2}}{4}, \quad \frac{\frac{M\varepsilon}{3\rho\Omega l^2}}{4}$$

ou, en supposant $M\varepsilon = \frac{1}{20} Bl$

$$\frac{2}{5} \quad \text{et} \quad \frac{1}{15},$$

Son influence sera donc moins sensible dans le cas qui nous occupe que dans celui que nous avons traité plus haut et pour lequel les mêmes limites étaient 1 et 1/2.

Le maximum de k_1 est donné par l'équation

$$M\varepsilon(6lx - 5x^2 - 2l) + \rho\Omega l(4x^3 - l^3) = 0.$$

Si $M = 0$, on a

$$x = \frac{l}{\sqrt[3]{4}} = 0{,}63l,$$

et le maximum correspondant est

$$k_1 = -0{,}02\omega^2 \frac{Bl^4}{EI}.$$

Pour $M\varepsilon = \frac{Bl}{20}$, on a l'équation

$$80\left(\frac{x}{l}\right)^3 + 5\left(\frac{x}{l}\right)^2 + 6\frac{x}{l} = 22,$$

qui est sensiblement satisfaite par $x = 0{,}64l$; et l'on obtient pour k_1,

$$k_1 = -0{,}023\,\omega^2 \frac{Bl^4}{EI},$$

d'où l'on voit que le contre-poids n'augmente que de 1/6 l'amplitude des oscillations.

Il ne nous reste plus maintenant qu'à étudier les vibrations qui dépendent de $m^2 \sin 2\omega t$, ou autrement, à trouver k_2.

$$k_2 = \frac{a'_1}{2l}x = \frac{x}{2l}\left[\frac{P\omega l}{E\Omega}\sqrt{\frac{E}{\rho}}\operatorname{tang}\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l + \right.$$

$$\left. + \frac{l}{\cos\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}l} - l\right],$$

et enfin avec la même approximation

$$k_2 = \frac{\omega^2}{2}\frac{Pl}{E\Omega}x.$$

Cette oscillation, pour laquelle l'axe de la pièce ne cesse pas d'être rectiligne, dépend donc essentiellement de l'inertie du piston.

RÉCAPITULATION.

18. Il est maintenant facile de grouper les différentes sortes de vibrations que nous venons d'étudier, en les rapportant à la principale cause qui leur donne naissance.

Vibrations dues à l'action de la vapeur.

Longitudinales :

$$-\frac{4pS}{\omega\pi\Omega\sqrt{\rho L}}\Sigma\frac{\sin\left\{\omega\sqrt{\frac{\rho}{E}}(2n+1)x\right\}\sin(2n+1)\omega t}{(2n+1)^2\cos\sqrt{\frac{\rho}{E}}\,\omega(2n+1)l} +$$

$$+ m^2\Sigma\,[f_{2n+1}\cos(2n+1)\omega t + h_{2n+1}\sin(2n+1)].$$

Transversales : $\quad -m\Sigma(c_{2n}\cos 2n\omega t + b_{2n}\sin 2n\omega t.$

Les premières dépendent des multiples impairs de ωt, les secondes des multiples pairs du même angle ; dans les deux cas la période correspond à une demi-révolution.

Vibrations qui dépendent principalement de l'inertie du piston.

Longitudinales : $ma'_1 \cos\omega t + m^2 f_2 \cos 2\omega t.$
Transversales : $m^2 j_2 + m^2 k_2 \sin 2\omega t.$

Vibrations dépendant principalement de l'inertie de la bielle.

Longitudinales : $m^2 h_2 \sin 2\omega t.$
Transversales : $m^2 j_0 \cos 2\omega t.$

Vibrations dépendant de la bielle et du contre-poids.

Longitudinales : $m^2 f_0.$
Transversales : $m(b_1 + mk_1)\sin\omega t.$

La bielle et le contre-poids donnent naissance à une dilatation constante le long de la pièce et à des oscillations transversales, dépendant uniquement des sinus et dont la période est comprise deux fois dans chaque demi-révolution.

19. *De l'influence totale du contre-poids sur les vibrations.* — D'après ce qui précède, on voit que le contre-poids n'a d'autre influence que celle de produire une dilatation longitudinale constante sur laquelle nous ne reviendrons pas, et d'augmenter les vibrations transversales représentées par

$$m(b_1 + mk_1)\sin\omega t.$$

Or abstraction faite du contre-poids, le maximum de k_1 est égal à cinq fois celui de b_1; l'influence de mk_1 est donc comparable à celle de b_1, puisque le rapport m varie en général entre des limites peu différentes de $\frac{1}{5}$.

Admettons, par exemple, ce rapport, et cherchons maintenant le maximum de $b_1 + \frac{1}{5}k_1$, c'est-à-dire en posant $l - x = x'$, le maximum de

$$-\frac{1}{6}\frac{\omega^2 x'}{\mathrm{EI}}\Big\{\Big[\mathrm{M}\varepsilon(l^2-x'^2)+\tfrac{1}{20}\,l\Omega(l^4-x'^4)+$$

$$+(l-x\Big]\Big[\frac{\mathrm{M}\varepsilon(l+x')}{5}+\frac{\rho\Omega l}{20}(3l^2-3lx'+x'^2)\Big]\Big\}=$$

$$=-\frac{1}{6}\frac{\omega^2 x'}{\mathrm{EI}}[6\mathrm{M}\varepsilon(l^2-x'^2)+\tfrac{1}{4}\rho\Omega(4l^4-6l^3x'+$$

$$+4l^2x'^2-lx'^3-x'^4)],$$

dont le maximum sera donné par

$$24\mathrm{M}\varepsilon(l^2-3x'^2)+\rho\Omega(4l^4-12l^3x'+12l^2x'^2-$$

$$-4lx'^3-5x'^4)=0.$$

Si $\mathrm{M}=0$

$$5\left(\frac{x'}{l}\right)^4+4\left(\frac{x'}{l}\right)^3-12\left(\frac{x'}{l}\right)^2+12\frac{x'}{l}-4=0,$$

dont la racine comprise entre 0,45 et 0,50 peut être prise égale à 0,47, avec une approximation suffisante. On trouve alors

$$m(b_1+mk_1)=0{,}0075\,\omega^2\frac{\mathrm{B}l^4}{\mathrm{EI}}.$$

Si l'on suppose $\mathrm{M}\varepsilon=\frac{1}{20}\mathrm{B}l$, l'équation donnant la valeur de x qui correspond au maximum est

$$5\left(\frac{x'}{l}\right)^4+4\left(\frac{x'}{l}\right)^3-8{,}4\left(\frac{x'}{l}\right)^2+12\left(\frac{x'}{l}\right)-5{,}2=0,$$

dont la racine est 0,55 à un centième près; la valeur correspondante de b_1+mk_1 est

$$m(b_1+mk_1)=0{,}0100\,\omega^2\frac{\mathrm{B}l^4}{\mathrm{LI}},$$

qui surpasse la précédente de $\frac{1}{3}$ de sa valeur.

Soient

$$\mathrm{B}g=50\text{ kil.},\quad l=1{,}50,\quad \omega=15,\quad \mathrm{E}=2.10^{10},$$

$$\mathrm{I}=\Omega\frac{\overline{0{,}10}^2}{12}=\frac{50\text{ kil.}}{7000\times1{,}50}\times\frac{\overline{0{,}10}^2}{12},$$

on trouve dans ce dernier cas

$$m(b_1 + mk_1) = 0{,}00001,$$

ce qui est insignifiant par rapport à la déviation constante 0,0006 trouvée plus haut dans les mêmes conditions et due à l'action de la vapeur.

En résumé, le contre-poids augmentera dans les conditions ordinaires, l'amplitude des oscillations dépendant du sinus, de $\frac{1}{3}$ de sa valeur. Néanmoins, cette amplitude restera toujours très-petite par rapport à certains déplacements dus à l'action de la vapeur.

20. *Détermination des pressions sur les glissières.* — La composante perpendiculaire aux glissières, représentant la pression exercée sur ces dernières, des forces élastiques longitudinale et transversale de la bielle, s'obtient facilement et a pour expression, en négligeant le carré de m,

$$P = G\Omega\left(u' + \frac{dv}{dx}\right) - E\Omega m \sin\omega t \frac{du}{dx},$$

ou, en substituant à u' sa valeur approchée en fonction de v et u,

$$P = -E\left(I\frac{d^3v}{dx^3} + \Omega m \sin\omega t \frac{du}{dx}\right),$$

formule dans laquelle il faudra substituer à u et v la somme des déplacements de même nature analysés plus haut.

On peut encore opérer autrement, en faisant la somme des valeurs de P, obtenus en considérant séparément chaque classe de vibration. Nous nous bornerons ici, afin de ne pas trop allonger, à considérer les vibrations dépendant du contre-poids. Soit dès lors $v = m(b_1 + mk_1)\sin\omega t$ et $u = m^2 f_0$ que l'on négligera,

puisqu'on fait abstraction des termes du troisième ordre en m, on a

$$\frac{d^3 b_1}{dx^3} = -\frac{d^3 b_1}{dx'^3} = \alpha^3{}_1 B = -\frac{M\varepsilon\omega^2}{EI},$$

$$\frac{d^3 k_1}{dx^3} = \alpha^3{}_1 (T - T' - S) + \alpha^4{}_1 x (T + T' + U) = -\frac{M\varepsilon\omega^2}{EI} + $$
$$+ \alpha^4{}_1 l^2 = \frac{\omega^2}{EI}(Bl - M\varepsilon).$$

Par suite

$$P = \omega^2 m [M\varepsilon(1 + m) - mBl] \sin\omega t,$$

dont le maximum, par rapport au temps, est

$$P' = \omega^2 m [M\varepsilon(1 + m) - mBl].$$

Si $M\varepsilon \doteq \frac{Bl}{20}$.

$$P' = \omega^2 m \frac{Bl}{20}(1 - 19m).$$

En supposant $m = \frac{1}{5}$, on trouve $P' = 0{,}14\omega^2 m Bl$, tandis que sans le contre-poids on aurait $P' = 0{,}20\omega^2 m Bl$; l'effet du contre-poids se traduit donc par une diminution de la pression partielle considérée dans le rapport de 3 à 10.

Le contre-poids aura donc pour effet de diminuer ou de changer de signe la pression partielle sur les glissières; mais il est facile de s'assurer que, dans tous les cas, cette pression est très-petite par rapport à celle qui est due à l'action de la vapeur, et que la considération en est tout à fait secondaire.

Remarque. — Supposons que l'on veuille déterminer la fraction de la pression sur les glissières, due à l'action de la vapeur, et dépendant seulement de la première puissance de m, on prendra la formule

$$\chi = -S\Pi m \sin\omega t,$$

à laquelle on parvient d'ailleurs directement par une simple décomposition de force.

Pour obtenir X en série trigonométrique, il suffit d'y remplacer Π par sa valeur trouvée plus haut; on arrive ainsi à

$$\chi = -\frac{4pSm}{\pi}\sum_{n=0}\frac{\sin\omega t\sin(2n+1)\omega t}{2n+1} =$$
$$= \frac{2pSm}{\pi}\sum_{n=0}\frac{\cos(2n+2)\omega t - \cos 2n\omega t}{(2n+1)}.$$

21. *Détermination de la pression sur le bouton de la manivelle.* — La pression sur le bouton de la manivelle s'obtiendra en composant la force élastique de la bielle correspondant à $x = 0$ avec la force d'entraînement de la masse M, puisque l'on suppose que cette dernière est assez rapprochée du bouton pour que l'on puisse en négliger la vitesse vibratoire, par suite la force centrifuge composée, et l'inertie dans le mouvement relatif considéré. On trouve ainsi pour les composantes de cette pression, parallèle et perpendiculaire à l'axe de la bielle,

$$X = m\omega^2 Ml[\cos\omega t + m(\cos 2\omega t + \tfrac{1}{2}\sin 2\omega t)] + E\Omega\frac{du}{dx},$$

$$Y = m\omega^2 Ml(1+m)\sin\omega t - EI\frac{d^3v}{dx^3}.$$

Si l'on veut trouver les valeurs de X et Y, uniquement relatives à l'influence du contre-poids, il faudra prendre

$$u = m^2 f_0 = -\frac{\omega^2}{2}\left(\frac{\rho I}{G\Omega} - \frac{M\varepsilon}{E\Omega}\right)x,$$

ou approximativement

$$u = m^2\frac{\omega^2}{2}\frac{M\varepsilon}{E\Omega}x,$$

et

$$v = m(b_1 + mk_1)\sin\omega t.$$

On arrive ainsi à

$$X = \frac{m^2\omega^2 M\varepsilon}{2} + \omega^2 m M l (\cos\omega t + m(\cos 2\omega t + \tfrac{1}{2}\sin 2\omega t)),$$

$$Y = m\omega^2 \sin\omega t \left[M\varepsilon(1+m) + Ml(1+m) + \frac{Bl}{2}\right]$$

Ainsi X se composera de deux parties, l'une variable avec le temps, l'autre constante, mais très-petite par rapport au maximum de la première. Ce maximum sera donné par

$$\sin\omega t + m(2\sin 2\omega t - \cos 2\omega t) = 0,$$

ou, en négligeant le carré de m,

$$\sin\omega t = m, \quad \cos\omega t = (1 - m^2)^{\frac{1}{2}} = 1,$$

et la composante correspondante

$$X_1 = M\omega^2\left[\frac{m^2\varepsilon}{2} + ml(1+m)\right]$$

sera dirigée dans le sens du mouvement de la manivelle.

Le minimum de X correspond à $\omega t = 90°$ environ, et est approximativement égal à

$$X_2 = M\omega^2 m^2\left(\frac{\varepsilon}{2} - ml\right).$$

Le maximum de Y correspond à $\omega t = 90°$. Cette valeur Y_1 de Y sera en général beaucoup plus grande que celle de X_1; supposons par exemple que

$$M\varepsilon = \frac{Bl}{20}, \quad m = \frac{1}{5}, \quad \varepsilon = \frac{l}{10},$$

on trouve

$$Y_1 = 1{,}16\,Blm\omega^2,$$
$$X_1 = 0{,}525\,Blm\omega^2,$$

ou autrement X_1 n'est pas tout à fait moitié de Y_1.

Si le contre-poids n'existait pas, on aurait $Y_1 = 0{,}50\,Blm\omega^2$; le contre-poids a donc pour effet de dou-

bler le maximum de la pression partielle que nous considérons. Mais en général, $1.16\,Blm\omega^2$ sera très-petit par rapport à la pression de la vapeur qui se fait sentir intégralement au bouton de la manivelle, vers les points morts. D'où il suit que, en général, il ne sera pas nécessaire d'augmenter le diamètre du bouton par suite de l'emploi du contre-poids.

On pourrait beaucoup multiplier les applications de la théorie que nous venons d'exposer, mais nous nous arrêterons ici, puisque notre but était uniquement de démontrer que les contre-poids placés sur le prolongement des bielles ne peuvent avoir sur le fouettement, les pressions sur les glissières et le bouton de la manivelle, une influence aussi fâcheuse qu'on pourrait le croire à priori, et de montrer comment, dans la construction des locomotives, il est possible de calculer les dimensions des organes dont nous nous sommes occupés, en tenant compte d'un élément que l'on a en général l'habitude de négliger dans les calculs de résistance, malgré son importance.

INTRODUCTION

A L'ÉTUDE DES PRÉPARATIONS MÉCANIQUES.

(Suite et fin) (1).

Par M. PERNOLET,
ancien directeur des mines de Poullaouen et de Huelgoat.

III.

Recherches sur la chute des minéraux au milieu de l'eau en mouvement.

Cette dernière série de recherches a été faite dans un canal indéfini de $1^m,80$ de largeur à la surface, et de $0^m,90$ de profondeur, qu'on avait divisé en trois biefs indépendants, sur une longueur de 4 mètres, au moyen de deux cloisons verticales disposées parallèlement dans le sens du courant, à $0^m,50$ l'une de l'autre. Manière d'opérer.

Les expériences avaient lieu dans le bief du milieu.

Pour faire varier la vitesse du courant, on laissait passer plus ou moins d'eau dans les deux biefs latéraux. Pour faire varier sa profondeur, on enfonçait plus ou moins sous l'eau la caisse destinée à recevoir et à retenir les matières soumises à l'essai.

Celles-ci, habituellement prises à l'état sec, étaient déposées sur une planchette horizontale établie presqu'à fleur d'eau, d'où on les livrait au courant en les

---

(1) Voir, pour les premiers chapitres, *Annales des mines*, 4ᵉ série, t. XX, p. 379 et 535, et 5ᵉ série, t. IV, p. 144.

poussant de front au moyen d'une règle. Ces matières n'occupaient sur la planchette qu'une longueur de $0^m,25$, de manière à rester éloignées de plus de $0^m,10$ de chacun des côtés du canal. Une fois abandonnées au courant, elles étaient portées par lui à des distances inégales, en raison des différences de densité, de calibres et de formes que présentaient les grains précipités ensemble. Ces grains venaient ainsi tomber successivement dans les compartiments de la caisse disposée au fond de l'eau pour les recevoir.

Les compartiments étaient égaux; leur dimension dans le sens du courant était de $0^m,10$ pour une largeur transversale commune de $0^m,40$ et une profondeur de $0^m,025$.

On mesurait la vitesse de l'eau au moyen d'un gros flotteur conique, en bois, lesté de plomb au gros bout, qui plongeait verticalement dans toute la profondeur d'eau sur laquelle on voulait opérer. Cette vitesse se comptait par demi-secondes, ou par tiers de secondes, observés sur une pendule de longueur convenable.

Minéraux essayés.

Nos expériences ont porté sur de la galène cristalline, de la pyrite commune, de la blende lamellaire, du quartz rubané et de la houille. Une observation a été faite sur un mélange de plombs de chasse de tous calibres.

Le calibre ou diamètre moyen des matières essayées a varié de 3 1/2 millimètres environ à moins de 1.

La puissance du courant, mesurée à la fois par sa profondeur et par sa vitesse, a varié à peu près dans le même rapport, savoir : : 3,21 : 1.

Nous n'avons essayé ensemble que des minéraux de même ordre de grosseur; on les mélangeait en proportions qui seront indiquées pour chaque expérience, et c'est ce mélange qui était livré au courant.

Une fois les sables tombés au fond du récipient, on retirait celui-ci de l'eau pour recueillir à part le contenu de chaque compartiment qu'on séchait; on triait ensuite chacun des petits tas obtenus ainsi, de manière à le fractionner en autant de lots qu'il s'y trouvait d'espèces minérales. Enfin on prenait le poids de chaque lot et, comptant le nombre de grains dont il se composait, on en déduisait, par calcul, le poids moyen de chaque grain.

La proportion de chaque lot par rapport au total était calculée relativement aux matières recueillies, abstraction faite de celles, en quantités variables, qui se perdaient pendant l'expérience.

Trois circonstances ont pu troubler les résultats obtenus : Corrections à faire.

1° D'abord nous avons eu lieu de remarquer pour tous les minéraux essayés, — mais plus particulièrement pour le quartz et la houille, — qu'avant de se précipiter, quelques grains flottaient à la surface du courant, assez longtemps parfois pour échapper au récipient malgré sa longueur de 4 mètres. La cause de cette anomalie paraissait due moins à la forme des grains qu'à la présence de bulles d'air adhérentes. Retardés ainsi dans leur chute, ces grains manquaient dans les compartiments qui auraient dû les recevoir.

2° Une autre circonstance a pu exercer sur les résultats une influence plus prononcée, c'est la largeur des compartiments dans le sens du courant, qui aurait pu être plus petite. De la largeur constante adoptée pour des profondeurs et des vitesses différentes, il résulte que les matières qui se sont confondues dans certain compartiment auraient pu se trouver séparées par un intervalle de plusieurs centimètres, si, au lieu d'avoir

0m,10 d'ouverture nos compartiments n'en avaient eu, par exemple, que 2 ou 3.

La conséquence de cette disposition est, qu'au point de séparation de deux matières de densités différentes, il peut se faire que la proportion que nos tableaux donneront pour la matière la moins dense soit un maximum.

3° Enfin, bien que nous ayons évité d'opérer dans les parties du canal les plus sujettes aux résistances des parois latérales, la vitesse de l'eau ne pouvait pas être uniforme dans toute la section qui recevait les sables; il en résulte que le courant agissait nécessairement sur certains grains plus que sur certains autres, suivant qu'ils tombaient dans le milieu ou près des côtés. Cet effet nuisible pouvait se trouver augmenté encore par une circonstance particulière, c'est que le courant, quoique dirigé par des planches, n'était pas rectiligne, et que, par suite, il n'était point perpendiculaire partout aux compartiments; on le reconnaissait très-distinctement à la trajectoire suivie par le flotteur.

En raison des différentes causes de troubles qui viennent d'être indiquées, chacun des résultats obtenus ne doit être considéré que comme approximatif, et il ne faudra pas s'étonner si nous les multiplions avant de tirer de leur comparaison des conclusions définitives.

Ce n'est qu'après avoir recueilli un ensemble de faits insuffisant peut-être, mais respectable, que nous nous prononcerons.

PREMIÈRE SÉRIE D'EXPÉRIENCES SUR DES GRAINS DU CALIBRE N° 0, QUI CUBENT MOYENNEMENT 30 MILLIMÈTRES CUBES ENVIRON (1).

TABLEAU I. — *Profondeur de l'eau courante* 0^{m},28. *Vitesse* 27^{m},50 *à* 28^{m} 30 *par minute. Galène* 0^{g},24, *pyrite* 14^{g},730, *blende* 8^{g},940, *quartz* 18^{g},590.

NUMÉROS des compartiments.	GALÈNE.		PYRITE.		BLENDE.		QUARTZ.	
	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.
	milligr.		milligr.		milligr.		milligr.	
1	228	0,721	140	0,018	»	0	»	0
2	186	0,279	145	0,839	131	0,441	64	0,014
3	»	»	110	0,109	109	0,413	94	0,157
4	»	»	97	0,025	83	0,112	85	0,414
5	»	»	120 (*a*)	0,009	57	0,026	72	0,279
6	»	»	»	»	65 (*b*)	0,008	59	0,083
7	»	»	»	»	»	»	55	0,039
8	»	»	»	»	»	»	52	0,006
9	»	»	»	»	»	»	70 (*c*)	0,004
10	»	»	»	»	»	»	35 (*d*)	0,004

(*a*) Grains longs et plats.
(*b*) Très-plats.
(*c*) Longs et plats.
(*d*) Très-longs et très-plats.

N. b. On remarquera en passant le poids moyen des quartz reçus dans les compartiments 2, 3, 9 et 10 : entre le n° 2, qui contenait des grains de formes concentrées, et le n° 9, qui en contenait des volumes égaux, mais à formes dilatées, il existe un intervalle de 0^{m},70, c'est-à-dire autant qu'entre 3 et 10, où se trouvaient des grains trois fois plus volumineux dans un compartiment que dans l'autre.

Il résulte de ce premier tableau que, dans les conditions de profondeur et de vitesse de l'expérience I, le

(1) Le calibre n° 0 est celui qui précède le n° 1, auquel il est supérieur dans la série des 12 cribles à trous ronds dont nous avons fait usage pour classer les sables soumis à nos expériences. — On peut revoir à ce sujet la note du t. XX, 4° série, p. 392.

quartz seul se trouverait suffisamment séparé de la galène. Celle-ci pourrait retenir jusqu'à 0,86 de la pyrite et 0,44 de la blende contenues dans le mélange soumis au lavage. Donc, pour que le traitement métallurgique de la galène n'en fût pas troublé, il faudrait que le mélange primitif n'en contînt, par rapport à la galène, qu'une faible proportion des deux derniers minéraux, savoir moins de 6 à 10 p. 100 de pyrite, et moins de 10 à 15 p. 100 de blende. Au delà de ces proportions de gangues métalliques, les conditions du tableau précédent, ou du moins les résultats obtenus seraient tout à fait insuffisants pour le lavage convenable d'un minerai de plomb qu'on voudrait fondre de la manière la plus avantageuse.

Quant à la pyrite comparée au quartz, comme sa séparation d'avec ce minéral n'a jamais besoin d'être aussi avancée que pour la galène (1), elle se trouverait purifiée d'une manière satisfaisante dans la plupart des cas, — même pour de la pyrite cuivreuse qui est moins dense, — sauf peut-être à sacrifier ou à traiter d'une autre manière quelques centièmes de la matière utile.

Par rapport à la blende, le lavage de la pyrite ne serait acceptable dans les conditions du tableau I qu'à condition de sacrifier ou d'écarter, pour être traité différemment, 1/7 environ de la pyrite.

Il faudrait agir de même à l'égard de la blende qui, sans être aussi exigeante que la galène par rapport à l'expulsion du quartz, l'est beaucoup plus que la pyrite cuivreuse.

---

(1) Tandis que le traitement le plus économique de la galerie exige que le minerai ne contienne pas plus de 5 à 7 p. 100 de quartz pour 100 de galène, un minerai de cuivre pyriteux peut en contenir plus de dix fois autant, non-seulement sans inconvénient, mais avec avantage.

On aurait alors :

Avec 0,857 de la pyrite, 0,441 de la blende,
Et avec 0,834 de la blende, 0,171 du quartz.

Il semble donc qu'avec des compartiments de 0m,10 de largeur, un courant de 0m,28 de profondeur, animé d'une vitesse de 28 mètres par minute, ne pourrait suffire pour laver d'un coup, et sans manipulation, des sables du calibre n° 0, qu'à condition de n'opérer que sur des galènes ou sur des pyrites purement quartzeuses, ou sur des blendes très-peu pyriteuses et contenant tout au plus poids égal de quartz et de blende.

Ici, pour une profondeur d'eau sesniblement égale à celle du tableau I, on a des résultats bien meilleurs.

Avec la totalité de la galène, on n'a plus, au lieu de 0,86 de la pyrite, que 0,313, et au lieu des 0,44 de la blende, que 0,322 sans quartz.

TABLEAU II. — *Profondeur de l'eau courante* 0m,31. *Vitesse de* 42 *à* 44 *mètres par minute. Galène* 6g,210, *pyrite* 5g,302, *blende* 4g,687, *quartz* 6g,840.

Numéros des compartiments.	Galène.		Pyrite.		Blende.		Quartz.	
	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.
	millig.		millig.		millig.		millig.	
4	203	0,637	170	0,095	155	0,050	»	0
5	167	0,363	148	0,418	122	0,272	»	0
6	»	»	130	0,368	122	0,313	125	0,027
7	»	»	145 (a)	0,041	105	0,134	88	0,076
8	»	»	135	0,076	85	0,054	97	0,149
9	»	»	»	0,002	76	0,121	85	0,285
10	»	»	»	»	»	0	90	0,256
11	»	»	»	»	90 (b)	0,028	56	0,072
12	»	»	»	»	80 (c)	0,025	58	0,050
13	»	»	»	»	»	0,003	65	0,028
14	»	»	»	»	»	»	38 (d)	0,041
15	»	»	»	»	»	»	55	0,012
16	»	»	»	»	»	»	»	0,004

(a) Grains longs et plats.
(b) Très-plats.
(c) Très-plats.
(d) Très-plats.

Il est à remarquer que cette amélioration considérable, par rapport à la galène, se montre très-faible ou même nulle par rapport à la pyrite et à la blende, comparées soit entre elles, soit avec le quartz. Ainsi, pyrite, blende et quartz, auraient obéi à l'action du courant dans l'expérience du tableau II, en conservant à peu près la même position relative qui leur avait été donnée par le courant plus faible de l'expérience du tableau I. Il n'y aurait à cela rien de surprenant si la galène n'avait pas résisté à l'action du courant de manière à rester en arrière des autres minéraux plus qu'elle n'avait fait dans la première expérience.

Du reste, ce dernier effet n'est peut-être qu'apparent; il pourrait dépendre uniquement de la largeur de nos compartiments dans le sens du courant. On a vu, en effet, qu'il peut en résulter qu'au point de séparation de deux matières différentes, la proportion de la moins dense dépasse celle qu'on recueillerait au moyen de compartiments plus étroits. Cela étant, il ne serait pas étonnant que, d'une expérience à l'autre, on rencontrât diverses proportions plus ou moins supérieures au minimum normal, sans qu'en réalité la situation relative des différentes matières eût été influencée différemment par des courants différents.

Mais, tout en faisant la part de cette circonstance, il ne faut pas perdre de vue un autre fait qui ne ressort pas de l'examen des tableaux et qui a pu avoir de l'influence, c'est que, dans l'expérience du tableau II, les quantités de matières traitées étaient beaucoup plus petites, et les proportions des unes par rapport aux autres notablement différentes de ce qu'elles étaient dans l'expérience du tableau I.

Ajournons donc toute conclusion jusqu'à plus ample

connaissance des influences diverses qui peuvent être en jeu.

Tableau III. — *Profondeur de l'eau* $0^m,56$. *Vitesse de* $27^m,50$ *à* $28^m,30$ *par minute. Galène* $24^g,950$, *pyrite* $19^g,015$, *blende* $8^g,865$, *quartz* $20^g,503$.

Numéros des compartiments.	Galène.		Pyrite.		Blende.		Quartz.	
	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.
	millig.		millig.		millig.		millig.	
3	240	0,173	165	0,610	»	»	»	»
4	226	0,589	155	0.261	172	0,040	»	»
5	190	0,190	141	0,459	147	0,067	»	»
6	150	0,042	132	0,190	140	0 237	»	»
7	130	0 006	106	0,059	120	0.299	140	0,013
8	»	»	43	0,008	105	0,214	96	0,127
9	»	»	105 (*a*)	0,007	91	0.062	80	0,222
10	»	»	65 (*b*)	0,006	86	0,048	78	0,290
11	»	»	»	»	»	»	73	0,132
12			»	»	57 (*c*)	0,019	69	0,080
13	HOUILLE.		»	»	65 (*d*)	0,014	56	0,046
14			»	»	»	»	68 (*e*)	0,027
15	36	La proportion recueillie dans ces compartiments ne représentait qu'une partie négligeable du total.	»	»	»	»	55	0,027
16	30		»	»	»	»	55	0,011
17	40		»	»	»	»	45	0,009
18	»		»	»	»	»	55 (*f*)	0,008
19	»		»	»	»	»	35	0,003
20	45		»	»	»	»	35	0,002
21	42		»	»	»	»	35	0,002
22	28		»	»	»	»	»	»
23	32		»	»	»	»	18 (*g*)	0,001

(*a*) Plats.
(*b*) Plats et associés avec du quartz.
(*c*) Plats.
(*d*) Très-plats.
(*e*) Plats.
(*f*) Plats et longs.
(*g*) En feuilles.

Dans cette troisième expérience, il n'y a rien de gagné relativement à la galène : elle retient beaucoup plus de pyrite que dans l'expérience précédente, pas moins que dans la première, et, pour l'avoir aussi purgée de blende et de quartz que dans l'expérience du tableau II, il faudrait faire abstraction des 0,006 de la galène qui forment la queue du dépôt sous forme de lamelles.

En fait d'expériences sur les préparations mécaniques, il est difficile de répondre à 0,006 près de l'identité des matières traitées; de sorte que s'il fallait faire abstraction de cette petite proportion de galène, ce ne serait pas une difficulté sérieuse, mais les résultats du tableau précédent n'en resteraient pas moins extrêmement inférieurs à ceux du tableau II, par rapport à la séparation de la pyrite d'avec la galène, et tout au plus égaux par rapport à la séparation de la blende et du quartz d'avec la même galène.

Pour ce qui est de la pyrite, la différence est telle qu'il n'est plus possible de l'attribuer à la trop grande largeur des compartiments, attendu que, lors même qu'on ferait abstraction de toute la pyrite contenue dans le sixième compartiment avec la queue de la galène, le restant dépasserait encore de beaucoup la proportion donnée par le tableau II. Ici donc il devient nécessaire de chercher la cause de la supériorité des résultats de ce tableau, soit dans la moindre quantité de matière livrée à la fois au courant, soit dans la moindre proportion de galène contenue dans le mélange.

Les quantités de matière livrées à la fois au courant dans l'expérience du tableau II étaient moyennement trois fois plus faibles que pour les expériences des tableaux I et III, et, dans ces dernières, la proportion de galène plus grande que pour le n° II d'environ moitié en sus.

Pour le moment, nous nous contenterons de noter ces résultats sans rien conclure.

Quant aux expériences des tableaux I et III, comme elles ne diffèrent d'une manière notable que par la puissance du courant, elles porteraient à faire attribuer quelque effet utile à l'accroissement de profondeur et

de vitesse propre à la dernière expérience. En effet, ces deux tableaux donnent les résultats comparatifs suivants :

	Pyrite.	Blende.	Quartz.
I.	0,991	0,966	0,585
III.	0,994	0,919	0,362

Résultats d'où l'on pourrait inférer qu'accroître la puissance du courant, toutes autres circonstances restant d'ailleurs les mêmes, est un moyen de mieux purger une matière d'une autre matière moins dense, et que l'amélioration est d'autant plus prononcée que les densités des matières à séparer diffèrent davantage.

Mais, je le répète, avant de conclure ainsi d'une manière définitive, il convient d'attendre que nous connaissions mieux les limites entre lesquelles peuvent varier les résultats de nos expériences.

Les matières qui avaient servi pour l'expérience du tableau précédent ont été employées de nouveau pour une quatrième expérience, où le courant a eu à la fois la vitesse du tableau II et la profondeur du tableau III.

Malheureusement ces matières, plusieurs fois desséchées et maniées par des mains plus ou moins grasses, ont présenté beaucoup de grains qui ont flotté à la surface du courant avant de se précipiter : 1 pour 100 environ du quartz s'est perdu de cette manière ; la perte a été moindre pour les minéraux métalliques, mais assez forte pour ne pas permettre de comparer le tableau IV aux précédents. Néanmoins, ce tableau a été conservé comme offrant plus d'un point digne d'intérêt.

TABLEAU IV. — *Profondeur de l'eau* $0^m,585$. *Vitesse de* 44 *mètres à* $46^m,20$ *par minute. Galène* $22^g,450$, *pyrite* $13^g,390$, *blende* $5^g,375$, *quartz* $11^g,583$.

NUMÉROS des compartiments.	GALÈNE.		PYRITE.		BLENDE.		QUARTZ.		PLOMB de chasse.
	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.
	millig.		millig.		millig.		millig.		millig.
2	»	»	»	»	»	»	»	»	550
3	»	»	»	»	»	»	»	»	465
4	»	»	»	»	»	»	»	»	363
5	»	»	»	»	»	»	»	»	200
6	350	0,031	»	»	»	»	»	»	93
7	228	0.256	»	»	»	»	»	»	16 1/2
8	227	0,334	165	0,025	»	»	»	»	13
9	213	0,248	155	0,046	180	0,034	»	»	10
10	172	0,085	150	0,224	»	0	»	»	»
11	150	0,045	146	0 219	125	0,048	»	»	»
12	»	»	136	0,254	105	0,156	»	»	»
13	»	»	133	0,089	127	0.260	115	0,020	»
14	»	»	140	0,052	105	0,335	125	0,010	»
15	»	»	100	0 037	120	0,112	100	0,069	»
16	»	»	103	0,023	»	0	91	0,094	»
17	»	»	80	0.011	»	0	82	0,163	»
18	»	»	75	0,011	120	0,024	85	0.103	»
19	»	»	100	0,007	»	0	77	0,180	»
20	»	»	»	»	55	0,010	75	0,128	»
21	»	»	»	»	60	0,011	69	0,077	»
22	»	»	»	»	»	»	60	0,030	»
23	»	»	»	»	»	»	64	0,027	»
24	»	»	»	»	»	»	65	0,033	»
25	»	»	»	»	»	»	62	0,026	»
26	»	»	»	»	»	»	17	0,014	»
27	»	»	»	»	»	»	20	0.005	»
28	»	»	»	»	»	»	14	0,007	»
29	»	»	»	»	»	»	12	0,005	»
30	»	»	»	»	»	»	6	0,004	»

Relation entre la puissance du courant, l'étendue des dépôts et la netteté des séparations.

La comparaison des tableaux I, II, III et IV, considérés dans leur ensemble (abstraction faite de quelques anomalies de détail que la matière comporte), montre qu'à mesure que le courant croît en profondeur et en vitesse, le dépôt d'un même minéral s'allonge de plus en plus dans le sens du courant proportionnellement à la puissance de celui-ci.

En effet, si l'on prend pour unité le courant employé dans l'expérience du tableau I, on peut exprimer par

les nombres suivants les puissances relatives du courant dans nos quatre expériences : 1 : 1,74 : 2,25 : 3,31.

Or la longueur de chaque dépôt, aussi bien que la distance dont sa *queue* ou sa *tête* sont éloignées du point de départ, croissent à très-peu près proportionnellement à ces nombres. Si quelques différences se présentent, elles sont généralement inférieures à celles qu'on pouvait prévoir, d'après ce que nous savons du défaut de précision qu'entraînent d'une part la trop grande largeur des compartiments, de l'autre le défaut d'alignement du courant et l'inégalité de vitesse de ses différentes parties.

Toutefois, la première conséquence de la loi qui vient d'être indiquée devrait être que l'intervalle qui sépare les dépôts de minéraux différents croît aussi proportionnellement à la puissance du courant, de manière à rendre les séparations de plus en plus tranchées, à mesure que cette puissance augmente. Or, d'après nos expériences, cette conséquence souffre quelques exceptions, notamment de la part des tableaux II et III, pour le quartz comparé à la galène. Mais comme les exceptions dont il s'agit ne s'appliquent qu'à de très-faibles proportions de matières, elles n'ont rien de décisif en présence, d'une part, du défaut d'identité possible des matières traitées, de l'autre, des trois causes perturbatrices qui ont été signalées plus haut.

Je pense donc qu'il y a lieu d'admettre la loi énoncée plus haut comme suffisamment établie.

Relation entre l'étendue des dépôts et le degré d'uniformité des grains reçus dans un même compartiment.

La comparaison des quatre tableaux précédents montre en outre qu'à mesure que le dépôt d'un même minéral s'allonge, les poids moyens des grains qui appartiennent à la tête et à la queue de ce dépôt diffèrent entre eux de plus en plus. C'est une preuve que

l'uniformité des grains reçus dans un même compartiment croît avec la puissance du courant.

Les classements les plus soignés laissant ensemble des grains qui diffèrent beaucoup, comme nous l'avons montré au commencement de ce travail (1), le résultat indiqué tout à l'heure n'est que la conséquence naturelle du fractionnement des dépôts entre un nombre de compartiments de plus en plus grand, à mesure que la puissance du courant augmente. Mais ce résultat n'en mérite pas moins d'être noté comme confirmation de ce que nous avons dit au commencement de ce travail, que le classement au moyen d'une eau courante mérite quelque attention comme capable, peut-être, de suppléer les classements opérés par des cribles. Il est d'ailleurs évident que, quelle que soit la puissance du courant, la position relative des grains ne peut pas sensiblement changer; les plus gros formeront toujours la tête du dépôt, les plus petits la queue; c'est leur distance absolue qui seule variera; mais, dans la pratique, cette circonstance est importante, parce qu'il en résulte que, plus le courant est puissant, plus les compartiments peuvent être larges, sans que la netteté de séparation des matières en souffre sensiblement. Or il est certain que la largeur des compartiments serait capable de faciliter beaucoup le lavage spontané des minerais, surtout si l'on voulait opérer des classements par ce procédé.

Jusqu'à présent donc, il y a lieu de penser, d'après nos expériences, que, si l'on veut opérer le lavage de minéraux du calibre n° 0 par précipitation libre au milieu d'une eau courante, il ne convient pas de faire

(1) *Annales des mines*, 4e série, t. XX, p. 400 à 412.

usage de profondeurs et de vitesses moindres que celles que nous avons essayées.

Différents numéros des sables employés dans l'expérience du tableau IV ont été soumis à la précipitation dans une colonne d'eau, en vue d'établir par expérience la relation qui existe entre le chemin parcouru par les matières livrées au courant et le temps que ces mêmes matières mettraient à tomber verticalement dans une eau dormante de même profondeur (1).

Les temps ont été comptés par tiers de seconde.

Chaque nombre inscrit sur le tableau suivant, qui donne un résumé des résultats de cette expérience, est une moyenne de dix observations. Les éléments de cette moyenne n'étaient pas identiques; entre le plus élevé et le plus bas il existait souvent des différences dont le rapport de 140 : 100 donne une mesure approchée.

NUMÉROS des compartiments.	MINÉRAUX soumis à l'essai.	TRAJETS horizontaux propres aux compartiments.	DURÉE du trajet mesurée sur le courant.	DURÉE de la chute dans la colonne d'eau.	DIFFÉRENCES.
		m.	secondes.	secondes.	secondes.
3	Galène.	0,50	0,665	0,65	+ 0,015
8	Pyrite.	1,00	1,330	1,47	— 0,140
13	Quartz.	1,50	1,909	2,02	— 0,111
18	*Id.*	2,00	2,660	2,84	— 0,180
23	*Id.*	2,50	3,325	3,39	— 0,165
28	*Id.*	3,00	3,991	4.18	— 0,189

La quatrième colonne a été calculée au moyen de la précédente et de la vitesse moyenne de 45^m,10 par mi-

(1) La colonne d'eau au milieu de laquelle on a opéré avait 1 mètre de hauteur; c'est par calcul qu'on a ramené les temps de chute à ceux qui correspondraient à une hauteur de 0^m.585, égale à la profondeur du courant employé pour l'expérience du tableau IV.

nute donnée par le flotteur pour le courant dans lequel l'expérience du tableau IV a été faite.

La dernière colonne exprime la différence entre la durée du parcours d'un grain depuis le point de départ jusqu'au compartiment où il est tombé, et la durée de la chute de ce même grain dans une eau dormante de même profondeur que le courant.

On voit que ces différences ne dépassent pas moyennement 0″128; par conséquent elles sont inférieures moyennement à celle qui doit exister entre les durées des parcours correspondant à deux compartiments successifs. En effet, si la vitesse du courant était moyennement de 45^{m},10 par minute, la distance moyenne de deux compartiments successifs, c'est-à-dire 0^{m},10, devait exiger 0″,133 pour être parcourue.

Relation entre le temps de chute dans une eau dormante et la durée du trajet dans le sens du courant

Il est donc permis de conclure, du tableau précédent, que le temps nécessaire à un grain, pour être transporté par le courant depuis le point de départ jusqu'au compartiment où ce grain vient s'arrêter, est sensiblement égal au temps que le même grain mettrait à tomber verticalement dans une eau dormante de même profondeur que le courant.

Cinq obstacles à la séparation des grains de nature différente.

Les différences que le tableau présente s'expliquent au moyen de trois circonstances principales dont une suffirait pour rendre compte des résultats observés : 1° la largeur des compartiments, qui force à réunir des grains qu'un intervalle de 0^{m},08 à 0^{m},10 peut séparer en réalité dans le récipient; 2° l'inégalité inévitable du courant dans ses différentes parties, d'où il résulte que des grains peuvent se trouver réunis dans le même compartiment, uniquement pour avoir cheminé dans des parties du courant animées de vitesses différentes, bien que les densités, les volumes et les formes de ces grains ne soient pas les mêmes et que, par suite, leurs temps

de chute diffèrent sensiblement; 3° l'erreur que comporte notre manière de compter les temps, erreur qui peut aller jusqu'à 1/3 de seconde.

Je ne dis rien des grains flottants, qui ont pu ajouter une nouvelle cause de trouble aux trois principales indiquées ci-dessus.

Enfin, une cinquième cause de trouble se révélera plus loin qui semble plus énergique encore que les précédentes; de sorte qu'il n'y a pas lieu de s'étonner si, sous l'influence de ces cinq causes réunies, quelques-uns des grains recueillis dans le même compartiment offrent entre leurs temps de chute les différences de 140 : 100 que nous avons observées.

Mais, malgré toutes ces causes de trouble, le tableau précédent permet de regarder comme sensiblement vraie dans la pratique la loi indiquée ci-dessus, savoir, que le temps de chute dans une eau dormante est égal à la durée du trajet dans un courant de même profondeur.

Cette loi évidente au point de vue théorique, il importe de la vérifier, car elle est de nature à indiquer *à priori* à quelles distances un courant porterait des sables de densités et de calibres différents. Il suffirait pour cela de connaître les temps que ces sables mettraient à tomber dans une eau dormante, ce qui n'est pas difficile.

Nos tableaux relatifs à la précipitation des grenailles et des sables dans l'eau dormante (1) pourraient alors fournir un moyen simple, soit de prévoir, soit de contrôler l'action d'un fluide en mouvement sur des sables de différentes natures.

Il était donc intéressant de rechercher si la loi pré-

(1) *Annales des mines*, 4e série, t. XX, p. 394 et 395.

cédente se vérifiait également pour un courant de puissance moindre. J'ai soumis à cette épreuve les sables recueillis dans l'expérience du tableau II, celui qui a présenté jusqu'ici la séparation la plus satisfaisante.

On a opéré dans une colonne d'eau de 1 mètre de hauteur, en comptant les temps de chute par demi-secondes ; les résultats obtenus ont été réduits par calcul, de manière à s'appliquer à la profondeur de $0^m,31$, qui était celle du courant dans l'expérience du tableau II.

NUMÉROS des compartiments.	DISTANCES du point de départ.	TEMPS de chute normal.	TEMPS DE CHUTE RÉEL.			
			Galène.	Pyrite.	Blende.	Quartz.
		secondes.	secondes.	secondes.	secondes.	secondes.
4	0,60	0,558	0,62	0,88	0,93	»
5	0,70	0,697	0,76	0,93	0,97	»
6	0,80	0,837	»	0,995	1,01	1,24
7	0,90	0,976	»	1,085	1,12	1,277
8	1,00	1,116	»	1,085	1,24	1,296
9	1,10	1,255	»	»	1,395	1,407
10	1,20	1,395	»	»	»	1,432
11	1,30	1,534	»	»	»	1,51
12	1,40	1,674	»	»	»	1,70
13	1,50	1,813	»	»	»	1,70
14	1,60	1,953	»	»	»	1,86
15	1,70	2,092	»	»	»	1,70

La troisième colonne a été calculée, comme pour le tableau précédent, au moyen du nombre correspondant de la deuxième et de la vitesse moyenne (43 mouvements par minute) accusée par le flotteur. Mais, au lieu de prendre seulement une espèce de substance dans chaque compartiment, en commençant par la galène, passant ensuite à la pyrite, puis à la blende et au quartz, on a soumis à l'essai chacune des substances différentes contenues dans un même compartiment. Cette manière d'opérer a révélé un fait qui avait échappé au mode d'observation adopté précédemment.

Ce fait est une influence particulière qui s'observe en

sens inverse à chacune des extrémités de chaque dépôt et d'une manière d'autant plus prononcée que le dépôt est moins allongé ou la substance qui le forme moins dense.

Ainsi, si nous appelons temps de chute normal, celui qui est donné par les nombres de la troisième colonne, on reconnaît que la différence entre le temps de chute normal et le temps réel reste moyennement égale et même inférieure à celle qui avait été trouvée pour les sables de l'expérience du tableau IV, tant que l'on considère les matières propres aux compartiments successifs dans le même ordre qui a été suivi pour cette première expérience; c'est-à-dire en considérant d'abord la galène des compartiments 4 et 5, puis la pyrite des compartiments 6, 7 et 8 et ainsi de suite jusqu'au quartz du compartiment 14. Par conséquent, jusque-là, on est fondé à dire que la puissance du courant peut varier de 1 à 2 sans influence prononcée sur la loi d'après laquelle la durée du trajet d'un grain de sable au milieu d'un courant est sensiblement égale à la durée du temps de chute de ce même grain dans une eau dormante de même profondeur.

Mais il n'en est plus de même en dehors de la série arbitraire que nous avons considérée.

D'abord, pour les têtes des dépôts de pyrite, de blende et de quartz, les différences par rapport au temps de chute normal propre à chaque compartiment dépassent considérablement la moyenne trouvée précédemment. En effet, au lieu de se tenir entre 0'',11 et 0'',19, la différence observée monte jusqu'à 0'',403 pour le quartz, à 0'',372 pour la blende et à 0'',322 pour la pyrite. Ces différences décroissent à mesure qu'on s'éloigne de l'extrême tête, de manière à rentrer dans les limites ordinaires, vers le 4me compartiment de chaque

dépôt. En outre, pour les différents minéraux essayés, les différences observées varient de manière à rester visiblement en relation avec la densité des substances correspondantes.

Enfin à mesure qu'on descend vers la queue, les différences continuent de décroître jusqu'à devenir négatives, de positives qu'elles étaient d'abord. Pour le quartz, cette différence négative va jusqu'à 0",392; elle est égale par conséquent, pour l'extrême queue, à la différence que l'extrême tête présentait en sens contraire. Pour la blende, la différence, par rapport au temps normal qui correspond à l'extrême queue, est toujours négative, mais égale seulement à 0",139, et elle n'est plus que de 0,031 pour la pyrite.

Les quatre causes du trouble dont nous avons signalé plus haut l'existence seraient certainement capables, en se réunissant, de produire des écarts aussi grands que ceux qui viennent d'être indiqués; mais il faudrait d'abord que ces causes agissent simultanément, et ensuite que leur influence se fît sentir dans un sens pour la tête du dépôt, et dans le sens contraire pour la queue; enfin il faudrait que ces variations tout en étant fortuites se trouvassent dans un rapport constant avec la densité des substances.

La coïncidence de tant de circonstances indépendantes est tout à fait inadmissible. Cependant, pour écarter toute incertitude sur ce point, nous attendrons que des données nouvelles viennent confirmer les résultats précédents et montrer que, selon toute vraisemblance, la raison générale des faits exposés ci-dessus doit être attribuée à des chocs qui ont pour effet de précipiter la chute des grains légers en retardant celle des grains lourds.

Quoi qu'il en soit, il y a là une anomalie qui était de

nature à dissimuler l'existence de la loi que le tableau IV a permis de mettre en évidence.

DEUXIÈME SÉRIE D'EXPÉRIENCES SUR DES SABLES DU CALIBRE N° 7 CUBANT MOYENNEMENT 3 1/2 MILLIMÈTRES CUBES, C'EST-A-DIRE HUIT FOIS ET DEMIE MOINS QUE LE CALIBRE N° 0 PRÉCÉDEMMENT EXPÉRIMENTÉ.

(Les diamètres moyens ou calibres des deux n°s 0 et 7 sont entre eux : : 4,36 : 2,15, c'est-à-dire : : 2 : 1.)

TABLEAU 1. — *Profondeur de l'eau*, 0^m,27. *Vitesse de* 28^m,73 *à* 28^m,60 *par minute*. *Galène* 25^g,555, *pyrite* 13^g,277, *blende* 14^g,736, *quartz* 25^g,644.

Numéros des compartiments.	Galène.		Pyrite.		Blende.		Quartz.	
	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.
	milligr.		milligr.		milligr.		milligr.	
2	29	0,876	24	0,045	19	0,008	»	»
3	23	0,113	21	0,414	18	0,217	8	0,001
4	17	0,009	18	0,360	16	0,416	14	0,033
5	12	0,002	13	0,130	17	0,190	14	0,160
6	»	»	9	0,036	11	0,095	9	0,265
7	»	»	10	0,012	13	0,041	7 1/2	0,230
8	»	»	6	0,002	8 1/2	0,017	7 1/2	0,136
9	»	»	»	0,001	7 1/2	0,009	6	0,077
10	»	»	»	»	6	0,004	6	0,047
11	»	»	»	»	7 (*a*)	0,002	5	0,026
12	»	»	»	»	7	0,001	4	0,011
13	»	»	»	»	»	»	4	0,006
14	»	»	»	»	»	»	4 1/2 (*b*)	0,003
15	»	»	»	»	»	»	3 1/2	0,002
16	»	»	»	»	»	»	2	0,001

(*a*) Plats. | (*b*) Plats et longs.

Dans les conditions du tableau ci-dessus, — conditions identiques avec celles du tableau I, sauf le calibre des sables qui est moitié moindre, — les matières livrées au courant se sont répandues sur une longueur près de deux fois aussi grande. Mais cet éparpillement double des matières n'a pas donné lieu à un avantage décidé relativement à leur purification. Il est même à remarquer que la *queue* du dépôt de galène a pénétré

dans la *tête* du dépôt de quartz notablement plus qu'elle n'avait fait dans les exemples précédents.

Quant à la pyrite, à la blende et au quartz, ces minéraux se comportent entre eux sensiblement de la même manière pour le calibre n° 7 que pour le calibre n° 0.

Ainsi, tandis que, pour des proportions de pyrite ou de blende comprises entre 0,949 et 0,967 l'expulsion de la blende et du quartz, d'une part, ou du quartz seul d'autre part, paraît notablement plus avancée pour le calibre n° 0, l'inverse a lieu tant pour 0,991 de pyrite que pour une proportion de blende comprise entre 0,943 et 0,966, de telle sorte que la moyenne des nombres afférents à ces diverses proportions offre, de part et d'autre, des résultats fort rapprochés, savoir :

Pour le tableau I :

Avec 0,9785 de pyrite, 0,910 de blende et 0,378 de quartz;

et pour le tableau I:

Avec 0,9700 de pyrite 0,887 de blende et 0,300 de quartz.

Jusqu'à présent donc il n'y a pas lieu d'attribuer au calibre une influence prononcée sur les résultats.

L'accroissement de vitesse qui distingue les conditions du tableau ci-dessus de celles qui ont donné lieu au tableau I, n'a pas eu le moindre effet utile sur la pyrite, la blende et le quartz comparés entre eux. C'est à peine même si les résultats obtenus sont aussi avantageux avec la grande vitesse qu'avec la petite. En effet le tableau I donne :

Avec 0,997 de pyrite, 0,967 de blende, et 0,689 de quartz.

et le tableau II :

Avec 0,996 de pyrite, 0,974 de blende, et 0,702 de quartz.

c'est-à-dire une épuration de la pyrite plus incomplète pour l'expérience du tableau II.

Tableau II.— *Profondeur de l'eau*, 0m,31. *Vitesse*, 42 *à* 44 *mètres par minute. Galène* 26g,065, *pyrite* 13g,058, *blende* 14g,265, *quartz* 22g,773.

Numéros des compartiments.	Galène. Poids moyen des grains.	Galène. Proportion recueillie.	Pyrite. Poids moyen des grains.	Pyrite. Proportion recueillie.	Blende. Poids moyen des grains.	Blende. Proportion recueillie.	Quartz. Poids moyen des grains.	Quartz. Proportion recueillie.
	milligr.		milligr.		milligr.		milligr.	
3	36	0,111	»	»	»	»	»	»
4	29	0,525	22	0,005	30	0,006	»	»
5	26	0,283	23	0,103	28	0,006	»	»
6	23	0,069	21	0,322	19	0,116	11	0,002
7	19	0,009	17	0,260	17	0,238	11	0,003
8	11 (a)	0,003	15	0,149	15	0,207	11	0,020
9	»	»	13	0,086	13 1/2	0,161	11	0,079
10	»	»	11	0,041	12	0,133	10	0,156
11	»	»	10	0,017	10 1/2	0,059	9	0,171
12	»	»	9	0,010	9	0,028	8 1/2	0,140
13	»	»	8	0,003	8	0,025	8	0,180
14	»	»	10 (b)	0,002	8	0,014	7 1/2	0,100
15	»	»	11 (c)	0,001	6 1/2	0,006	7	0,070
16	»	»	»	»	6	0,003	6 1/2	0,052
17	»	»	»	»	7 (d)	0,001	6	0,029
18	»	»	»	»	9 (e)	0,001	6	0,016
19	»	»	»	»	»	»	5 1/2	0,016
20	»	»	»	»	5 (f)	0,001	5 1/2	0,008
21	»	»	»	»	»	»	5	0,005
22	»	»	»	»	»	»	5	0,003

(a) Longs.
(b) Longs.
(c) Plats.
(d) Plats.
(e) Plats.
(f) Très-plats.

De plus ces résultats pourraient être considérés comme décidément inférieurs à ceux qu'on a obtenus pour le calibre n° 0; car le tableau II donne pour ce calibre, avec les mêmes conditions de profondeur et de vitesse que dans l'expérience précédente :

0,998 de pyrite, 0,823 de blende, et 0,252 de quartz.

Mais, relativement à la blende, les conditions du tableau II semblent reprendre une supériorité prononcée.

Ainsi on a pour le calibre n° o :

Avec	0,823	de blende,	0,252	de quartz,
Et avec	0,972	—	0,865	—

tandis que pour le calibre n° 7 on a :

Avec	0,867	de blende,	0,260	de quartz,
Et avec	0,974	—	0,702	—

résultats qui ne permettent pas de condamner d'une manière absolue les conditions propres au tableau précédent.

Il n'y a donc rien de constant par rapport à l'influence que le calibre des grains peut exercer sur la séparation des sables de pyrite de blende et de quartz.

Quant à la galène, elle continue de se comporter autrement pour le calibre n° 7 que pour le calibre n° o, au milieu des mêmes conditions de profondeur et de vitesse.

Au lieu de se séparer entièrement du quartz comme dans le tableau II, elle y reste engagée par une *queue* d'environ $0^{mt},30$. Néanmoins il convient de remarquer que la quantité de quartz engagée au milieu de la galène se trouve considérablement moindre dans l'expérience du tableau II que dans celle du tableau I et qu'il en est de même pour la pyrite et la blende. Il y a plus, pour trouver dans le tableau II des résultats fort rapprochés de ceux que le tableau II présente, c'est-à-dire peu différents des résultats les plus avantageux que nous ayons obtenus jusqu'à présent, il suffirait de faire abstraction de 0,003 de galène que la colonne des observations signale comme étant de forme exceptionnelle.

Par conséquent, même par rapport à la galène comparée aux autres minéraux que nous avons essayés, l'in-

fériorité du calibre n° 7 n'a rien d'absolu et pourrait tenir à quelque circonstance accidentelle.

TABLEAU III. — *Profondeur de l'eau* $0^{m},56$. *Vitesse de* $27^{m},73$ *à* $28^{m},60$ *par minute. Galène* $36^{g},723$, *pyrite* $17^{g},127$, *blende* $22^{g},947$, *quartz* $24^{g},664$.

NUMÉROS des compartiments.	GALÈNE.		PYRITE.		BLENDE.		QUARTZ.	
	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.	Poids moyen des grains.	Proportion recueillie.
	milligr.		milligr.		milligr.		milligr.	
4	39	0,117	»	»	»	»	»	»
5	28	0,449	»	»	»	»	»	»
6	26	0,291	24	0,050	35	0,001	»	»
7	23	0,105	21	0,175	21	0,057	»	»
8	22	0,033	19	0,274	19	0,130	»	»
9	18	0,003	18	0,216	17	0,227	17	0.001
10	17	0,001	16	0,123	16	0,185	13	0,010
11	»	»	15	0,085	14	0,142	12	0,036
12	7	»	13	0,035	13	0,109	10	0,075
13	6	»	11	0,026	11	0,059	9	0,160
14	»	»	9	0,007	10	0,033	8	0,125
15	»	»	9	0,005	9	0,023	8	0,158
16	»	»	9	0,002	9	0,011	7 1/2	0,129
17	»	»	7	0,002	9	0,011	7	0,095
18	»	»	»	»	8	0,004	7	0,060
19	»	»	»	»	7 1/2	0,004	6	0,046
20	»	»	»	»	9	0,002	6	0.029
21	»	»	»	»	6	0,001	6	0,028
22	»	»	»	»	5 1/2	0,001	5	0,019
23	»	»	»	»	5 1/2	0,001	5	0,016
24	»	»	»	»	»	»	4 1/2	0,007
25	Premiers grains de houille pesant de 3 à 4 milligrammes chacun.					»	4	0,003
26						»	4 1/2	0,002

Comparé aux deux précédents, le tableau III n'offre pas de différences considérables par rapport à la séparation des matières traitées.

Ainsi l'on trouve pour les trois tableaux relatifs aux sables n° 7 :

		Pyrite.	Blende.	Quartz.
Tableau I,	avec	0,997	0,967	0,689
Tableau II,	—	0,996	0,974	0,702
Tableau III,	—	0,996	0,966	0,565

Au milieu des nombreuses causes perturbatrices que nous avons signalées plus haut, les résultats précédents peuvent être regardés comme remarquablement con-

cordants : le dernier résultat relatif au quartz fait seul exception.

Non-seulement les résultats relatifs aux sables du calibre n° 7 semblent rester sensiblement les mêmes, malgré les variations de puissance du courant, mais ils se rapprochent singulièrement de ceux qu'on a obtenus pour les sables du calibre n° 0. En effet pour ceux-ci on a :

			Pyrite.	Blende.	Quartz.
Tableau	I,	avec	0,995	0,979	0,7245
Tableau	II,	—	0,998	0,823	0,252
Tableau	III,	—	0,997	0,943	0,507

résultats qui ne diffèrent des précédents que par rapport au tableau II, lequel s'applique, comme on l'a vu, à des proportions différentes de matière.

On est donc pleinement fondé à conclure de ces deux extraits de nos six tableaux, qu'au moins pour la blende comparée à la pyrite, et lorsqu'on néglige quelques millièmes de la matière la plus dense, les variations de puissance du courant aussi bien que les variations de calibre des sables restent sans influence sur les résultats.

Dans les deux cas, le quartz semble faire exception trois fois sur six, mais d'une manière si irrégulière qu'on est incertain sur les causes de ces variations. Cette incertitude cesse lorsque comparant le quartz à la blende seule, on trouve dans les six tableaux I, II, III et 1, 2, 3, les résultats moyens suivants :

Pour le calibre n° 0 :

Avec	0,8447	blende,	0,1877	quartz.
—	0,959	—	0,5913	—
—	0,9833	—	0,8643	—

Pour le calibre n° 7 :

Avec	0,8497	blende,	0,192	quartz.
—	0,9462	—	0,5173	—
—	0,9867	—	0,806	—

résultats qui ne diffèrent pas assez pour qu'il y ait lieu de ne pas étendre à la blende et au quartz les conclusions établies plus haut pour la pyrite et la blende.

En raison de cette concordance générale, on est fondé à ne voir dans les écarts observés que des anomalies dues aux différentes causes perturbatrices que nous avons fait connaître.

Concluons donc finalement que l'action séparatrice d'un courant sur un mélange de pyrite, de blende et de quartz est indépendante de la puissance du courant et du calibre des sables.

Abstraction faite de l'extrême queue des dépôts, le degré de purification obtenue est indépendant du calibre des sables et de la puissance du courant.

Pour ce qui concerne la galène, on trouve que la même conclusion serait admissible si on faisait abstraction de la queue du dépôt, comme on l'a fait pour les exemples précédents.

En effet les tableaux I, II et III donnent moyennement pour les sables du calibre n° 0 :

Avec 1.000 galène 0,783 pyrite, 0,469 blende et 0,009 quartz,

tandis que, pour les sables du calibre n° 7 les tableaux 1, 2 et 3 donnent moyennement :

Avec 1.000 galène 0,875 pyrite, 0,668 blende et 0,077 quartz,
et avec 0,998 galène 0,741 pyrite, 0,474 blende et 0,009 quartz.

Entre cette dernière ligne relative aux sables n° 7 et celle qui se rapporte aux sables n° 0 la seule différence notable réside dans l'omission de 0,002 de galène à l'état de lamelles, qui formaient l'extrême queue des dépôts de galène n° 7. Par conséquent, abstraction faite de cette extrême queue, le degré de purification paraît être le même de part et d'autre.

Cette extrême queue de galène qui, seule, semble établir une différence entre la manière dont les sables n° 0 et n° 7 se comportent au lavage, il importait de re-

chercher si elle variait d'une manière régulière avec le calibre des sables. C'est dans ce but qu'a été faite une dernière expérience sur des sables du calibre n° 11, les plus petits qu'il était possible de préparer au moyen de la série de nos douze cribles métalliques.

Les sables n° 11 ont un volume de huit à quinze fois plus petit que celui des sables n° 7 et de trente à soixante fois plus petit que le volume des sables n° 0. On a profité de cette grande différence pour rechercher en même temps si les anomalies présentées par la tête et la queue des gros sables qui avaient servi à l'expérience du tableau II, se reproduisaient pour des sables fins. C'est dans ce but, qu'au lieu de prendre pour chacun des compartiments successifs le poids moyen des grains correspondants, comme on l'avait fait précédemment, on s'est contenté de déterminer le caractère de ces grains en établissant leur temps de chute moyen dans une colonne d'eau de 1^{mt} de hauteur.

Les temps de chute ont été comptés en demi-secondes.

Un accident a empêché de recueillir à part la majeure partie de la blende et du quartz, de sorte que les proportions de ces deux substances qui correspondaient aux derniers compartiments sont restées indéterminées.

Le tableau IV, qui se trouve à la page suivante, montre d'abord que 0,924 seulement de la galène sont en dehors de la région occupée par le quartz, et que si l'on voulait prendre telle quelle la totalité de la galène dans l'ensemble des compartiments qui en contiennent, elle serait mélangée avec les 0,056 au moins du quartz. Les proportions de pyrite et de blende correspondantes seraient 0,785 pour la première, et 0,398 pour la seconde.

Tableau IV. — *Profondeur de l'eau* $0^m,32$. *Vitesse de 44 mètres par minute. Galène* $5^g,565$, *pyrite* $4^g,132$.

Numéros des compartiments.	Galène.		Pyrite.		Blende.		Quartz.		Temps de chute normal.
	Proportion recueillie.	Temps de chute correspondant.	Proportion recueillie.	Temps de chute correspondant.	Proportion recueillie.	Temps de chute correspondant.	Proportion recueillie.	Temps de chute correspondant.	
		second.		second.		second:		second.	second.
7	0,203	3,83	0,009	4,25	»	»	»	»	3,83
8	0,314	4,25	0,045	4,75	0,004	6,25	»	»	4,25
9	0,291	4,50	0,074	5,25	0,018	6,75	»	»	4,67
10	0,116	4,75	0,106	5,50	0,035	6,00	»	»	5,09
11	0,049	5,25	0,177	6,00	0,070	»	0,007	7,00	5,51
12	0,015	6,00	0,220	6,25	0,086	»	0,019	9,00	5,93
13	0,011	»	0,154	6,50	0,165	»	0,030	8,50	6,35
14	»	»	0,058	7,00	»	»	0,012	10,00	6,77
15	»	»	0,079	7,50	»	»	0,018	10,25	7,19
16	»	»	0,075	7,50	»	»	0,034	8,25	7,61
17	»	»	0,002	»	»	»	»	10,00	8,03
21	»	»	»	de 7,50	à	8,50	»	11,25	9,71
24	»	»	»	»	»	»	»	11,50	10,97
30	»	»	»	»	»	»	»	13,00	13,45

Relation entre le calibre des grains et la proportion de quartz qui reste confondue avec la galène.

Par rapport à la pyrite et à la blende comparées à la galène, ce seraient des résultats assez rapprochés de ceux qu'on déduirait des six tableaux relatifs aux sables des calibres n° 0 et n° 7 ; mais il n'en est plus de même pour le quartz. Avec les mêmes conditions de profondeur et de vitesse, nous n'avions pour les sables n° 7 que 0,025 du quartz parmi le dépôt de galène, et de 0 à 0,027 pour les sables n° 0, c'est-à-dire moyennement 0,0135 environ. Or il arrive que les trois nombres : 0,0135, 0,025 et 0,056, qui donnent les proportions de quartz retenues avec la galène dans le lavage des sables n°s 0, 7 et 11, sont entre eux sensiblement :: 1 : 2 : 4, c'est-à-dire inversement comme le calibre des sables soumis au lavage. De sorte qu'il y a lieu de penser, non-seulement que la proportion du quartz qui reste engagée parmi la galène après lavage augmente à mesure que le calibre des sables traités di-

minue, mais encore que cette augmentation est à très-peu près inversement proportionnelle au calibre des grains.

Influence du degré de division sur la forme des parcelles de galène et par suite sur la purification plus ou moins complète de ce minéral.

Par conséquent la queue de galène qui reste engagée dans le quartz varie dans le même rapport.

D'autre part, nous avons constaté pour les sables nos 0 et 7 que la galène, qui forme cette queue, est à l'état de lamelles ou de paillettes; de sorte qu'on est fondé à conclure de ce qui précède que plus on divise la galène plus la proportion de lamelles augmente par rapport aux grenailles : ce qui n'a rien de surprenant pour une matière facilement clivable.

Du reste, ce fait a été déjà démontré directement tome XX, 4e série, page 418.

Mais, cela étant, comme nous avons établi dans la première partie de ce travail (1) qu'à égalité de calibre moyen les formes aplaties pouvaient donner lieu à des différences dans les temps de chute : : 1 : 2 et plus, on devait s'attendre à voir la galène se séparer de moins en moins complétement des minéraux moins denses, à mesure que le calibre viendrait à diminuer.

Dans les limites de nos expériences, et au milieu des causes de variations que les résultats obtenus comportent, la pyrite et la blende auraient laissé cette loi obscure; le quartz la met en évidence.

Influence de la puissance du courant sur la séparation du quartz d'avec la galène à l'état de lamelles ou paillettes.

Un autre fait ressort de nos tableaux quand on les considère par rapport à la séparation du quartz et de la galène; c'est que, pour des sables d'un calibre donné, la séparation du quartz d'avec la queue de la galène (c'est-à-dire d'avec la galène qui est sous forme de lamelles ou de paillettes) est d'autant plus avancée que le courant est plus puissant. Ainsi, tandis qu'avec le courant employé dans l'expérience du tableau I, la

(1) *Annales des mines*, 4e série, t. XX, p. 390.

galène n° 7 retient 0,034 au moins du quartz, elle n'en retient plus que 0,011 avec le courant employé dans l'expérience du tableau 3 : or, dans ce dernier cas, la puissance du courant était 2 1/4 fois plus grande que dans le premier. Le tableau II donne un résultat intermédiaire qui semble confirmer la loi.

Bientôt nous serons en mesure d'en rendre raison.

Les résultats relatifs aux sables du calibre n° 0 n'infirment nullement cette loi; mais ils n'auraient pas permis de l'établir, parce que les proportions de quartz qui restent associées avec la queue de la galène sont beaucoup plus faibles que pour les sables n° 7, et que les différences deviennent alors trop incertaines pour pouvoir servir de bases à des conclusions plausibles.

Passons maintenant à la comparaison des temps de chute propres aux différents compartiments et aux différentes substances qui figurent dans le dernier tableau. Cette comparaison devient facile au moyen des nombres correspondants de la dernière colonne qui donne ce que j'appelle le temps de chute normal.

Nous avons déjà vu que le temps de chute normal est égal à celui qu'un grain isolé mettrait pour se rendre du point de départ au compartiment où ce grain a été recueilli, s'il n'était influencé que par sa densité, son calibre et sa forme. Au moyen de la vitesse moyenne du courant, il a donc été facile de calculer ce temps de chute normal.

Il y a des grains dont la chute est retardée, d'autres dont la chute est accélérée.

Abstraction faite de quelques grains, en quelque sorte perdus à la queue de chaque dépôt, l'étude du tableau IV montre :

1° Que la galène a été portée un peu plus loin qu'on n'aurait dû s'y attendre si rien n'avait troublé l'action du courant;

2° Que la pyrite, au contraire, la blende et le quartz

sont tombés moins loin qu'ils ne devaient faire, et de moins en moins loin à mesure que la densité du minéral entraîné était plus faible.

Pour la galène, c'est entre 1/2 et 3/4 de la largeur d'un compartiment qu'est compris l'excès de distance à laquelle elle a été transportée. Au contraire, c'est moyennement de toute la largeur d'un compartiment pour la pyrite et de six compartiments pour le quartz que le contenu des cinq premiers compartiments qui ont reçu ces matières se trouve plus rapproché du point de départ qu'il ne devrait l'être. La blende se tient entre les deux.

Il semble donc que la galène a été retardée dans sa chute au milieu du courant, tandis que la chute des autres minéraux a été accélérée de plus en plus pour les moins denses. C'est ce que nous avions déjà constaté par rapport aux sables du calibre n° 0.

On reconnaît de même, mais avec moins de netteté, cet autre fait que pour une même substance, ce sont les grains les plus gros qui ont ressenti l'influence perturbatrice de la manière la plus prononcée.

Action réciproque de grains différents par leurs densités et par leurs volumes qui se précipitent simultanément.

Ces différents faits paraissent être le résultat du choc de grains animés de vitesses inégales dans le sens vertical. Ainsi la galène se précipitant la première en vertu de sa densité plus grande, doit entraîner vers le fond du récipient la pyrite, la blende et le quartz, de manière à leur faire acquérir, dans le sens vertical, un surcroît de vitesse inversement proportionnel aux masses des grains heurtés. La pyrite doit exercer la même action sur la blende et sur le quartz, et ce dernier minéral doit subir le choc des trois autres. Mais pendant qu'un gros grain de galène, par exemple, pousse vers le bas un grain de quartz et accélère sa chute, il se trouve retardé et, en même temps, de petits grains de galène

peuvent être poussés de leur côté par des grains de matière moins dense, mais plus volumineux. C'est du conflit de ces différentes réactions que naît le résultat final qui a pour effet de réduire l'écartement qu'on pourrait attendre entre les plus gros grains légers et les plus petits grains denses.

Les grains les plus gros et les minéraux les moins denses sont ceux qui sont le plus influencés.

D'ailleurs les plus gros grains de chaque substance étant ceux qui, pendant leur chute, restent le plus longtemps en contact des grains de matière plus dense, sont naturellement ceux qui se ressentent le plus des effets qui viennent d'être indiqués.

D'autre part, les substances les moins denses ayant à subir à la fois le choc de toutes les substances plus denses ont deux raisons pour être celles qui sont le plus fortement influencées : 1° elles reçoivent un plus grand nombre de chocs; 2° elles ont moins de masse pour résister.

Telles sont les causes principales des effets observés.

Grains retardés dans leur chute.

Quant à ce qui concerne les grains qu'on retrouve à l'extrémité du récipient, bien qu'ils soient de calibre et de forme à devoir s'arrêter plus en amont de deux à trois compartiments, deux causes ont pu les influencer : d'une part, l'action des grains moins denses, action qui ne saurait être invoquée pour le quartz; de l'autre, cette circonstance déjà signalée que certains grains, avant de se précipiter, flottent un certain temps à la surface du courant.

Si l'action réciproque des grains de densités et de volume différents peut contribuer, comme on vient de le voir, à retarder la chute des matières denses et à accélérer celle des matières légères, c'est une cause de trouble apportée à la séparation des minéraux soumis au lavage et cette cause est de nature à agir d'une manière d'autant plus prononcée que, dans l'unité de

temps et sur l'unité de surface d'un courant, on laissera tomber une quantité plus grande du mélange à laver, car les matières auront moins de liberté pour se soustraire à l'effet nuisible de ces chocs. En outre, il est évident que suivant que la matière légère ou la matière dense sera prépondérante dans le mélange, la chute de la dernière sera plus ou moins retardée et le degré de confusion plus ou moins prononcé.

Il est à présumer que des deux circonstances qui viennent d'être indiquées, la première a contribué beaucoup à la supériorité exceptionnelle des résultats qui se rapportent à l'expérience du tableau II.

A égale quantité de matière livrée à la fois à un courant d'une vitesse donnée, on doit croire, d'après ce qui précède, que plus la gangue pierreuse sera prépondérante par rapport à la matière métallique, plus celle-ci sera retardée dans sa chute et moins la séparation sera nette. D'où l'on peut conclure à la nécessité de pousser le triage des gangues aussi loin que possible.

La puissance du courant peut amoindrir l'effet nuisible des réactions.

La quantité de matière qu'il convient de livrer à la fois au courant n'a rien d'absolu. Elle dépend notamment de la vitesse du courant et nos expériences démontrent que, toutes choses égales d'ailleurs, plus le courant est puissant moins l'influence perturbatrice des réactions est sensible, et, par conséquent, plus on peut forcer la dose de matière livrée à la fois au courant. En effet, en comparant les tableaux I, II et III, qui correspondent à des proportions de matières à laver peu différentes, nous avons déjà fait remarquer plus haut que la tête du quartz et la queue de la galène, tendent à se séparer de plus en plus complétement à mesure que la puissance du courant augmente; et comme il est évident que cette tête de quartz et cette queue de la galène, représentent les parties qui doivent

se ressentir le plus de l'effet des réactions qui nous occupent, on est fondé à conclure des faits précédents que la puissance du courant est capable d'amoindrir l'effet nuisible de ces réactions. Cela se conçoit d'ailleurs, car l'effet maximum des réactions directes a nécessairement lieu au moment du départ et dans le sens vertical; il doit s'affaiblir bientôt pour cesser tout à fait aussitôt que, dans leur chute, les matières ont pris, au milieu du courant, la position relative qui convient à leurs densités, à leurs volumes et à leurs formes : par conséquent plus l'action dans le sens horizontal se prolonge, moins la confusion engendrée aux premiers moments de la chute a d'influence sur le résultat final.

Degré de l'influence exercée par les variations de calibre, les variations de puissance du courant et les réactions.

Nous voilà donc fixés sur la part d'influence que les variations de calibre, les variations de puissance de courant et les réactions peuvent exercer sur les résultats à attendre de la précipitation simultanée d'un certain nombre de minéraux au milieu d'une eau courante.

On a vu que l'influence du calibre n'est appréciable que par rapport à une proportion de galène qui croît en raison inverse du calibre des grains, mais qui est généralement très-petite pour les sables proprement dits et que, sauf cette exception, on peut admettre que le degré de purification à obtenir est indépendant à la fois du calibre des grains et de la puissance du courant, pourvu qu'on proportionne convenablement à cette puissance la quantité de matière projetée à la fois dans l'eau.

Cela posé nous pouvons récapituler l'ensemble des données fournies par les six tableaux I, II, III, 1, 2 et 3. C'est l'objet du tableau suivant : chacun des nombres qui le composent est une moyenne de 2 ou 3 autres peu différents entre eux.

Il ne faut pas perdre de vue que ce tableau ne s'applique qu'à des sables dont le poids est compris entre les limites suivantes :

	Maximum.	Minimum.
Pour la galène. . . .	350 milligr.	11 milligr.
Pour la pyrite. . . .	165	8
Pour la blende. . . .	180	6
Pour le quartz. . . .	125	4

et que, pour des sables plus fins, les résultats réels s'éloigneraient de plus en plus des résultats théoriques à mesure que les matières traitées se rapprocheraient davantage de l'état de schlamms.

Il faudra en outre tenir compte de ce qui a été dit ci-dessus de l'influence probable des proportions différentes des minéraux dont le mélange que l'on considère se compose.

Cette réserve faite, on peut dire que chaque ligne horizontale du tableau suivant donne les proportions des minéraux différents qui se trouveraient réunis pêle-mêle à la tête du dépôt, si, après avoir livré au courant un mélange de ces minéraux où chacun serait représenté par l'unité, on voulait recueillir ensemble le contenu soit d'un, soit de deux...., soit de dix compartiments successifs.

Le tableau fait ainsi connaître le degré de purification qu'il est possible d'obtenir pour chaque substance en raison de la proportion de cette substance qu'on voudra retirer du mélange. Il permet en outre de calculer le degré de purification correspondant à des mélanges où les minéraux soumis à nos expériences figureraient dans d'autres proportions que celles qui ont servi de bases à l'établissement du tableau. Seulement dans ce dernier cas il resterait à tenir compte de l'influence de ces proportions différentes sur les réactions dont nous avons indiqué la nature.

Tableau du degré de purification correspondant à différentes proportions de la matière utile.

	Galène.	Pyrite.	Blende.	Quartz.
1. . . .	0,884	0,067	0,007	0,000
2. . . .	0,988	0,445	0,176	0,001
3. . . .	0,993 (1)	0,506	0,255	0,003
4. . . .	0,998	0,702	0,390	0,005
5. . . .	1,000	0,767 (2)	0,525	0,007
6. . . .	»	0,832	0,604	0,023
7. . . .	»	0,923	0,748	0,067
8. . . .	»	0,975	0,850	0,189
9. . . .	»	0,990	0,928	0,413
10. . . .	»	0,995	0,960	0,608

Ce tableau montre que d'un minerai de pyrite blendeuse, par exemple, qui contiendrait les deux minéraux en égale proportion, on pourrait, à volonté, retirer de la pyrite retenant plus de 96 p. 100 de son poids en blende, ou seulement dix fois moins.

Dans le premier cas on ne perdrait à peu près rien de la pyrite, mais le lavage pourrait être considéré comme nul. Dans le dernier cas la purification serait au contraire très-avancée mais la quantité de pyrite laissée dans le résidu serait tellement considérable que l'opération ne serait pas moins mauvaise que dans le premier cas. C'est entre ces deux termes extrêmes qu'on a communément à choisir et, dans la pratique, le choix à faire se détermine d'une part d'après le degré de pureté nécessaire au produit net qu'on veut obtenir, de l'autre d'après la composition du minerai brut. Si, par exemple, le minerai brut se compose de 2 de pyrite pour 1 de blende, et s'il est nécessaire que le minerai net ne retienne pas plus de 20 p. 100 de blende, on ne devra pas descendre au dessous de la troisième ligne du tableau, qui donne pour le cas dont il s'agit :

$$2 \times 0{,}506 \text{ pyrite, avec } 0{,}25 \text{ blende,}$$

---

(1) et (2) Calculés par interpolation.

c'est-à-dire un mélange pesant 1.267, qui contiendrait 0,255 de blende ou 20 p. 100.

Ces variations du degré de pureté des minerais lavés en raison de la proportion qu'on en recueille sont d'autant plus prononcées que les densités diffèrent davantage. Ainsi tandis que, pour rendre la pyrite deux fois moins chargée de blende, il faut en sacrifier la moitié, il suffirait d'en sacrifier 1/20 au plus pour l'obtenir deux fois moins chargée de quartz. Pour de la galène le sacrifice à faire serait moindre encore.

Les exemples qui viennent d'être rapportés suffisent pour établir que la proportion d'une substance qu'il est possible de retirer d'un minerai donné n'a rien d'absolu; qu'entre certaines limites elle est arbitraire et qu'en général plus on veut que le degré de pureté d'un minerai net soit grand, plus il faut se résigner à sacrifier de matière utile.

On voit aussi que plus un minerai brut contiendrait de matière à séparer plus serait faible la proportion de matière utile qu'il serait possible d'amener au degré d'utilité voulu.

Application des résultats de nos expériences à la pratique industrielle.

Comme nous l'avons déjà fait remarquer il est donc avantageux de pousser le triage des minerais bruts aussi loin que possible.

Pour prévoir les résultats à attendre d'un lavage spontané, dans le cas d'un minerai de composition minéralogique connue, il suffirait de se reporter au tableau récapitulatif donné ci-dessus. On y verrait, par exemple, que pour un minerai de plomb qui, après triage, serait composé moyennement de :

Galène	260
Pyrite	140
Blende	100
Quartz	500
	1.000

La ligne 4 donnerait pour résultat du lavage le plus avantageux au point de vue de la conservation de la galène :

Galène.	249 1/2
Pyrite.	105
Blende.	39
Quartz.	2 1/2
	396

soit pour 1.000

Galène.	360
Pyrite.	265
Blende.	98
Quartz.	6

Composition qui représente un minerai net, forcément condamné au fourneau à manche par sa teneur en pyrite, pour lequel, par conséquent, l'élimination du quartz se trouverait sans profit, et dont le traitement serait rendu embarrassant par la forte dose de blende qu'il contiendrait.

Aussi, avec un minerai brut tel que celui que je suppose, il serait préférable de sacrifier de la galène pour expulser le plus complétement possible les gangues métalliques.

Dans ce cas, la ligne 1 donnerait pour la composition la plus favorable :

Galène.	221
Pyrite.	10
Blende.	0,7
Quartz.	0
	231,7

soit pour 1.000

Galène.	954
Pyrite.	43
Blende.	3
Quartz.	0

Ce serait alors un minerai net, d'une pureté rare (eu égard à la composition du minerai brut d'où il proviendrait), et qu'on pourrait probablement passer au

réverbère. Dans ce cas, le sacrifice des 12 pour 100 de galène qui manquent à la ligne 1 du tableau récapitulatif serait communément compensé et au delà par l'économie réalisée, tant sur les frais de traitement métallurgique que sur les déchets causés par ce traitement.

L'application qui précède montre le parti qu'on peut tirer de notre tableau récapitulatif, en même temps qu'elle fait connaître la manière de s'en servir. Mais il ne faudra pas oublier qu'en grand, les résultats ne sauraient être aussi avantageux que ceux qu'on pourra déduire du tableau ; le degré de pureté donné par le calcul sera toujours un *maximum* pour plus d'une raison, mais surtout parce qu'en grand le classement des grenailles ou sables à laver ne peut pas être fait avec le soin que nous avons mis à nos expériences.

En regard du *maximum* de degré de purification donné par notre tableau récapitulatif, il convient donc de présenter un *minimum* qui peut se déduire des données que nous possédons.

On obtiendra ce minimum en supposant réunis en une seule classe nos sables n°s 0 et 7. Dans ce mélange, les volumes des grains soumis ensemble au lavage différeraient du plus gros au plus petit environ :: 30 : 1, et comme ce rapport est à peu près la limite inférieure des différences qu'on observe dans les classements industriels (1), il semble que le degré de purification cor-

(1) A la suite d'un classement de houille grasse, opéré au moyen de la machine Bérard (*) dans un appareil neuf qui fonctionnait sous la direction de l'inventeur et à titre de démonstration du mérite de la machine, j'ai eu occasion de constater que les grenailles les plus grosses, celles du calibre de 15 à 20 millimètres, présentaient des différences de volume qui allaient jusqu'au rapport de 59 : 1, mais pour des proportions

(*) Cet appareil a été décrit par son auteur, page 147 de ce volume.

respondant au mélange des deux numéros doit être considéré comme un minimum pour des sables préparés en grand.

Or, du mélange des sables n° 0 et n° 7, on obtiendrait moyennement, d'après les tableaux II et 2 d'une part, et III et 3 de l'autre :

	Galène.	Pyrite.	Blende.	Quartz.
Avec.. . .	0,9985	0,849	0,621	0,117
Au lieu de	0,998	0,693	0,385	0,005

que donne chacune des classes 0 et 7 traitée séparément.

Tel est le minimum d'un côté et le maximum de l'autre.

Il est évident que le degré de purification à attendre d'un traitement en grand doit être compris entre le maximum et le minimum, c'est-à-dire entre les deux résultats précédents, et que, par suite, il doit se trouver représenté approximativement par la moyenne de ces deux résultats, qui est :

	Galène.	Pyrite.	Blende.	Quartz.
Avec.. . .	0,99875	0,771	0,503	0,061

A ce compte, dans la pratique, pour 0,998 de galène, on aurait à peu près 12 fois plus de quartz, 1/3 en sus de blende et 1/10 en sus de pyrite que ce qu'ont donné les résultats de nos expériences considérés comme théoriques.

Importance d'un classement bien fait.

Ces derniers nombres fournissent une mesure approchée de l'amélioration qu'un classement simplement égal à celui qui a servi de point de départ à nos expé-

peu importantes. Pour la classe suivante, comprenant des grenailles de 5 à 10 millimètres, la plus grande différence était de 27 : 1. Enfin, pour les calibres inférieurs, jusqu'à celui de 1 millimètre environ, le rapport du volume moyen des plus gros grains à celui des plus petits d'une même classe, considérés non plus individuellement, comme dans les deux cas précédents, mais en masse, était de 10 : 1 indistinctement pour les différentes classes.

riences serait capable de produire dans le lavage des minerais.

C'est surtout pour les minerais de plomb quartzeux qu'une amélioration pareille serait importante, parce que, pour ces minerais, 1 pour 100 de quartz de plus ou de moins décide du mode de traitement métallurgique à appliquer, et que, sauf quelques cas particuliers très-rares, les deux principaux modes de traitement usités diffèrent communément du simple au double, par rapport aux frais et déchets.

Il importe donc de savoir si les difficultés pratiques qui empêchent les classements ordinaires d'atteindre le degré de netteté que nous avons obtenu en petit, doivent être considérées comme insurmontables.

On est en droit de répondre que non, car il ne s'agit, après tout, que d'assurer aux sables et grenailles traités en grand, des facilités équivalentes à celles que leur offraient nos criblages opérés à la main sur de petites quantités de matière à la fois, et déjà nous avons eu occasion d'indiquer un moyen qui semble promettre mieux encore (1).

Recherche du degré de perfection suffisant pour la pratique.

Mais avant de revenir sur ce moyen pour le définir d'une manière plus précise, il convient de chercher quel devrait être, en général, le degré de netteté d'un classement de minerais pour que le lavage spontané donnât lieu à une séparation satisfaisante. En d'autres termes, il faut savoir entre quelles limites peuvent varier les volumes des grains d'une même substance pour que, soumis à l'action d'un courant d'eau, avec d'autres substances de densités différentes, la séparation ne cesse pas d'être complète.

Nos tableaux relatifs aux sables n[os] 0 et 7 contiennent

---

(1) *Annales des mines*, 4[e] série, t. XX, p. 540 à 549.

tous les éléments nécessaires à cette étude. Il suffit d'y chercher la région du récipient où la purification du minéral le plus dense se montre à peu près complète. On y trouve le minimum du poids moyen des grains de ce minéral qu'il est possible de séparer par lavage spontané; quant au maximum, il est donné par la première ligne de la colonne afférente au minéral qu'on a en vue.

C'est ainsi que nos tableaux III et IV et 2 et 3 ont permis de composer le tableau suivant, qui résout la question posée ci-dessus.

DÉSIGNATION DES MATIÈRES dont les calibres peuvent varier entre les limites portées au tableau ci-joint sans mettre obstacle à la purification par lavage spontané.	SABLES du calibre n° 0. Poids moyen d'un grain du minéral le plus lourd.			SABLES du calibre n° 7. Poids moyen d'un grain du minéral le plus lourd.		
	Maximum.	Minimum.	Rapport des calibres.	Maximum.	Minimum.	Rapport des calibres.
Pour la galène à séparer de la pyrite.	350	227	1,16	39	26	1,14
Id. *id.* de la blende	350	213	1,18	39	23	1,18
Id. *id.* du quartz. .	350	140	1,36	39	17	1,31
Pour la pyrite à séparer de la blende	165	146	1,04	24	21	1,05
Id. *id.* du quartz. .	165	106	1,16	24	16	1,14
Pour la blende à séparer du quartz. .	180	120	1,15	30	17	1,20

Ce tableau en comprend deux relatifs chacun à une classe particulière de sables. La troisième colonne de chacun des deux tableaux donne le rapport des diamètres moyens, c'est-à-dire des calibres correspondants aux grains les plus différents, par leurs volumes, parmi ceux d'un même minéral qui se trouvent complétement séparés du minéral de densité moindre que l'on considère en même temps.

Ces rapports ont été établis au moyen des racines cubiques des poids.

On remarquera d'abord qu'entre les résultats contenus dans la troisième colonne, qui sont propres aux sables du calibre n° 0, et ceux qui correspondent au calibre n° 7, il y a à peu près identité complète. Cette identité est une garantie que ces résultats n'ont rien d'accidentel, et qu'ils peuvent être considérés comme vérifiés les uns par les autres.

Nous en tirerons cette conclusion, que si les variations de calibre des grains appartenant à une même classe ne dépassaient pas le rapport de 115 ou 120 à 100, les substances qui ont été l'objet de nos expériences se sépareraient complétement par une simple précipitation au milieu d'un courant d'eau.

Le mélange de pyrite et de blende ferait seul exception. Pour que la séparation de ces deux minéraux fût complète, il faudrait que le rapport de calibre entre les grains les plus différents ne dépassât pas le rapport de 104 ou 105 à 100; tandis que ce rapport pourrait s'élever, sans inconvénient, à celui de 131 ou même 136 : 100, si on n'avait en présence que du quartz et de la galène.

Ainsi 104 : 100 au moins et 140 : 100 au plus, telles seraient les limites extrêmes entre lesquelles devraient rester comprises les variations de calibre des grains d'un minerai préparé pour le lavage, pour que le classement pût être considéré comme parfait.

C'est de 104 à 120 par rapport aux gangues lourdes; de 125 à 140 pour les gangues légères, et 125 environ à 100 comme terme intermédiaire approximativement convenable dans la pratique au mélange habituel des différentes gangues.

Moyen de donner aux classements opérés en grand le degré de perfection nécessaire.

La question se trouve donc ramenée à celle-ci : comment faire que le calibre des grains appartenant à une même classe ne diffère pas de plus de 125 à 100?

S'il ne s'agissait que de multiplier les cribles à employer, la condition nouvelle n'aurait rien d'impraticable, car il suffirait de doubler le nombre des cribles actuellement usités. En effet, au lieu des huit cribles usuels dont les calibres successifs se déduisent l'un de l'autre au moyen du rapport de 100 : 60, comme nous l'avons établi ailleurs (1), ce qui donne la série pratique :

30, 18, 10, 6, 3 1/2, 2, 1 1/4, 3/4.

le rapport de 125 : 100 qui, d'après nos recherches, serait bien plus rationnel, donnerait la série normale :

30, 24, 19, 15, 12, 10, 8, 6 1/4, 5, 4, 3 1/4, 2 1/2, 2, 1 2/3, 1 1/4, 1.

série qui comprend 16 calibres de trous différents et n'est certainement pas inexécutable.

Mais nous avons démontré (2) qu'il est complétement inutile de chercher à diminuer les différences entre les calibres des cribles successifs, si l'indépendance individuelle des grains soumis au criblage n'est pas mise à l'abri des sujétions qui la détruisent dans les criblages ordinaires.

La solution pratique du problème qui nous occupe consiste donc, non-seulement à créer une série convenable de cribles classificateurs, mais encore à rendre cette modification efficace par la suppression de l'obstacle qui, dans les classements ordinaires, empêche les grains soumis à l'action de deux cribles successifs d'en sortir avec un calibre réellement compris entre les calibres des ouvertures de ces cribles (3).

Or il n'est pas douteux, j'imagine, que cet obstacle ne soit le concours simultané de plusieurs grains à une même ouverture. On aurait donc toute chance de rendre le classement satisfaisant si, les calibres des cribles suc-

---

(1) *Annales des mines*, t. XX, p. 545.
(2) *Annales des mines*, t. XX, p. 400 à 414, et 542 à 548.

cessifs étant convenablement rapprochés, les choses étaient disposées de telle sorte que les grains ne pussent se présenter aux ouvertures de ces cribles qu'isolés et perpendiculairement.

Je crois que ce double effet se trouverait réalisé d'une manière suffisante pour la pratique au moyen de la construction suivante, dont je ne donne qu'un simple trait, parce qu'elle n'a pas encore été exécutée et que, par suite, il ne peut y avoir rien de définitif dans ce premier projet. Ce serait un appareil de classement qu'on pourrait appeler *classificateur normal*, et qui se composerait de trois parties principales (Pl. IX, *fig.* 1) :

le distributeur A,
le système de cribles B_1 B_2 B_3 B_4 B_5,
les récipients C_1 C_2 C_3 C_4 C_5 C_6,

Cribles et récipients seraient logés dans une cuve XY remplie d'eau jusqu'en *xy*.

Le distributeur A comprendrait 1° une trémie T qui serait entretenue pleine de minerai trié ou broyé ; 2° le distributeur proprement dit, formé de deux plaques parallèles *mn*, *m* animé d'un mouvement de va-et-vient horizontal, *n* fixe, percées l'une et l'autre de trous de même grandeur, qui laisseraient tomber le minerai quand ils coïncideraient et se trouveraient interceptés, quand les vides de l'une des plaques correspondraient aux plans de l'autre.

Les cribles $B_1B_2B_3B_4B_5$ seraient en toile métallique ou en feuilles de zinc ou de cuivre percées de trous aussi rapprochés que possible ; les calibres de ces cribles seraient choisis de manière à représenter un groupe de 5 à 6 numéros consécutifs de la série normale indiquée ci-dessus. Le numéro le plus élevé du groupe occuperait la partie supérieure du système. Les cribles seraient

montés sur des châssis en fer capables d'osciller d'un côté autour des axes *o*, *p*, *q*, *r*, *s*, et suspendus d'autre part à une tige commune *t*, qui imprimerait à tout le système à la fois un mouvement d'oscillation vertical d'une amplitude convenable et qui n'a pas besoin d'être forte.

Les récipients $C_1C_2C_3C_4C_5C_6$ se termineraient à leur partie inférieure par des orifices fermés de gros robinets, par où les matières pourraient s'écouler à volonté pour se rendre dans des bassins extérieurs.

L'eau évacuée avec les matières serait rendue à la cuve par un tuyau V. Le trop plein s'écoulerait par un tuyau *u*.

Pour ce qui est des dimensions, une cuve de 1 mètre environ de hauteur et de 1 mètre de largeur, contenant des cribles carrés de $0^m,75$ de côté, me semble devoir suffire aux besoins d'un atelier de préparation important. Mais comme il serait commode, sinon indispensable, que chaque cuve ne contînt que cinq ou six cribles, il faudrait trois cuves pour un classement complet.

On pourrait les disposer l'une à côté de l'autre : la première, affectée aux grosses grenailles, contiendrait les cribles correspondants aux 5 premiers numéros de la série normale, savoir, 30 millim., 24, 19, 15 et 12.

La seconde correspondrait aux 5 numéros suivants : 10 millim., 8, 6 1/4, 5, 4, qu'on peut considérer comme appartenant aux petites grenailles. Enfin, la troisième serait consacrée aux sables proprement dits, elle recevrait 6 cribles des calibres suivants : 3 mill. 1/4, 2 1/2. 2, 1 2/3, 1 1/4, 1.

Ces trois cuves suffiraient ainsi au classement complet.

A la rigueur on pourrait se contenter de deux, de

même que quatre pourraient être d'un emploi plus commode que trois : c'est un point que l'expérience déciderait. Mais je pense qu'on aurait avantage à soumettre préalablement le minerai broyé à un classement grossier fait à sec, à la manière ordinaire. Ce classement préparatoire serait très-facile et fort peu coûteux, parce qu'il n'aurait à produire qu'un nombre de classes égal au nombre des cuves composant le *classificateur normal*, c'est-à-dire quatre au plus.

Le jeu de l'appareil est des plus simples : les grenailles ou les sables contenus dans la trémie T tombent dans l'eau en petite quantité à la fois, clair-semés et par intermittences dont la durée dépend de la vitesse du tiroir *m*. Les grains s'éparpillent au milieu de l'eau et n'arrivent à la surface du crible supérieur B, que tout à fait indépendants les uns des autres. Là, la majeure partie traverse immédiatement et continue de descendre de crible en crible, en laissant successivement en route les grains de calibre supérieur à celui des ouvertures qu'ils rencontrent. Ces grains, trop gros pour passer malgré leur état d'isolement, roulent sur la toile métallique, grâce au mouvement oscillatoire que celle-ci reçoit de la tige *t*, et descendent peu à peu jusqu'aux axes d'oscillation *o*, *p*, *q*, *r*, *s*, pour tomber finalement dans les récipients C_1, C_2, C_3, C_4, C_5, C_6, que l'on vide de temps à autre, d'autant moins souvent qu'ils seront plus grands.

Il serait même facile, en allongeant la cuve dans le sens des axes *o*, *p*, *q*, *r*, *s*, de vider les récipients par le haut, au moyen d'un roable, sans interrompre le travail et sans faire usage des robinets d'évacuation, qui forcent à remplir la cuve après chaque enlèvement des produits, ce qui peut être une gêne notable dans quelques circonstances.

Au besoin, des chaînes de godets formant noria pourraient remplacer le roable et un ou deux ouvriers.

Cet aperçu doit convaincre que, soit dans la construction, soit dans la manœuvre, soit dans la masse de l'appareil que je propose, il n'y a rien qui puisse en rendre l'essai difficile.

Pour ce qui est de son efficacité, on est en droit de la fonder sur les considérations suivantes :

Il semble d'abord que l'isolement des grains, lorsqu'ils se présentent au crible, doit être assuré presque complétement, d'une part, au moyen de la petite quantité de matière qui serait projetée à la fois, de l'autre par la résistance de la colonne d'eau interposée entre la trémie et le premier crible.

Or si les grains se présentent isolément aux ouvertures du crible supérieur, il y a tout lieu de compter que cet isolement ne fera que s'accroître à mesure que les matières descendront aux cribles inférieurs.

Dès lors on ne voit pas ce qui empêcherait les différents grains soumis à notre appareil d'être parfaitement calibrés conformément aux dimensions des ouvertures des deux cribles successifs entre lesquels ils auront été arrêtés dans leur chute. Si donc les calibres des cribles consécutifs sont d'accord avec la série normale déduite de nos recherches, il doit arriver qu'en livrant à un courant d'eau les minerais ainsi préparés, la galène sera très-convenablement séparée de toutes les gangues pierreuses et métalliques, et qu'il en sera de même pour les pyrites et la blende, par rapport aux gangues légères.

Nos expériences ont prouvé que dans un courant qui n'a besoin que d'une profondeur et d'une vitesse médiocres, les parties utiles se déposeraient en un point

du parcours, et que les parties sans valeur seraient transportées à une distance sensiblement différente.

On pourrait les enlever séparément, sans même qu'il fût nécessaire d'interrompre jamais l'opération.

En effet, qu'on suppose un distributeur A (Pl. IX, *fig.* 2) construit de manière à ne livrer les matières au courant que par nappe continue si l'on veut, mais mince et douée d'assez peu de vitesse initiale pour que, par l'effet d'une immersion rapide, une partie notable de la profondeur du courant ne soit pas perdue.

Qu'on suppose au fond du canal BB, destiné à contenir le courant, un diaphragme à claire-voie, construit de manière que, une fois le diaphragme atteint par les matières, celles-ci se trouvent en dehors de l'action du courant, et glissent sur un plan incliné qui les conduirait, les unes dans un bassin C, les autres dans un bassin D, et les matières tout à-fait stériles dans un dernier bassin E.

Il est évident que, sans interrompre ni troubler le travail, on pourrait enlever les matières à mesure qu'elles se déposeraient, et les porter chacune à sa destination.

Ainsi, le classificateur normal d'un côté, le laveur de l'autre, seraient tous deux de nature à pouvoir fonctionner continûment, ce qui compenserait sans doute la nécessité, pour l'un et l'autre appareil, d'être assujetti à un distributeur, qui ne doit laisser tomber que peu de matière à la fois.

Le degré de purification à attendre du système de préparation des grenailles et des sables qui se déduit de nos recherches serait tel, d'après les résultats que nous avons obtenus en petit, que la caisse allemande et les différents genres de cribles à piston et autres seraient d'une infériorité certaine, si le prix de revient

du travail nouveau n'excédait pas le prix du travail ancien.

A cet égard, il est difficile de se prononcer avec autorité. Cependant on peut mettre en avant plus d'une considération capable de faire bien augurer de l'économie du nouveau système.

Dans le classificateur comme dans le laveur, l'effet désiré se produit d'un coup et sans manipulation, tandis que, dans les appareils anciens, ce n'est qu'à force de revenir sur les matières qu'on parvient soit à les classer, soit à les laver.

Dans le classificateur, si on le dispose de manière à vider les récipients au moyen de roables, la force à dépenser pour le jeu de l'appareil est certainement bien moindre que dans les criblages ordinaires, puisque c'est à peine si la matière à classer se trouve à la charge du moteur, et que les cribles, qui seuls pèsent sur celui-ci, peuvent être d'une légèreté extrême, que ne comportent nullement les systèmes anciens, dont quelques-uns sont d'un poids et d'un entretien effrayants.

Dans le laveur, les manipulations sont certainement moindres que dans tous les systèmes de lavage connus, puisqu'elles se réduisent à livrer la matière au courant et à la retirer une fois lavée. Mais une nécessité de ce laveur peut n'être pas à la portée de tous les ateliers, c'est le courant d'eau.

Dans ce cas encore, le système nouveau ne serait pas à rejeter sans examen, car il semble qu'à défaut d'un courant naturel on pourrait en créer un artificiel, en disposant le laveur comme le représente la *fig.* 3, en un circuit fermé dont l'un des côtés serait consacré au lavage, tandis que l'autre recevrait le mouvement d'une machine convenablement appropriée à l'effet à produire.

La même eau servirait indéfiniment et l'on ne perdrait rien que ce qu'on rejetterait volontairement.

Quand on a vu ces immenses files de cribles à secousses, mus à bras, qui, dans le Cornwall, servent à traiter les grenailles et les sables de pyrite cuivreuse, on a peine à croire que, même dans le cas où l'intervention d'une force motrice serait nécessaire, le lavage spontané puisse être aussi dispendieux, et il y a tout lieu d'espérer qu'au point de vue de l'enrichissement du minerai il serait bien plus satisfaisant.

Je ne crains donc pas, à la suite des études persévérantes qui m'y ont conduit, de proposer l'emploi du classificateur normal et du laveur indiqué plus haut pour le traitement des grenailles et des sables.

Quant aux *schlams*, dont un classement sérieux sera toujours impossible, je crois que le *round-budle* anglais pour les plus grossiers, et le *spät-kasse* allemand pour les plus visqueux, sont les meilleurs appareils à conseiller. Sans être inférieurs aux autres moyens connus, par rapport à la perfection du lavage, ces appareils ont, au point de vue économique, une supériorité incontestable qui les rendra longtemps recommandables.

ESSAIS ET ANALYSES (1)

D'UNE SÉRIE DE PRODUITS PROVENANT DES ATELIERS DE PRÉPARATION MÉCANIQUE ET DE LA FONDERIE DE PLOMB ARGENTIFÈRE DE CARNOULÈS (GARD).

Par M. LAN, ingénieur des mines.

I. *Gisement et nature du minerai de Carnoulès.*

Dans la partie des Cévennes comprise entre Alais, Anduze et Saint-Jean-du-Gard, le terrain du trias est fréquemment dénudé; on voit ses assises directement appuyées tantôt sur les mica ou talc schistes, tantôt sur une série de petits îlots granitiques dont l'orientation moyenne se rapprocherait de N. 40° E. C'est sur l'une de ces dénudations qu'est établie l'exploitation de galène argentifère de Carnoulès (ou de Saint-Sébastien d'Aigrefeuille).

Dans cette région, le trias n'est représenté que par une bordure assez étroite et peu puissante, dont la base, immédiatement adossée au granite porphyroïde ou aux micaschistes, se compose de poudingues feldspathiques à gros noyaux de quartz, passant dans les

(1) Ce travail est détaché du compte rendu des travaux faits au laboratoire de l'École des mineurs de Saint-Étienne en 1855. Les principaux résultats des observations faites dans ce laboratoire seront d'ailleurs publiés collectivement comme par le passé. Ceux qui se rapportent à la période de 1852-1855 seront insérés dans la 3e livraison de ce volume. C.

parties moyennes à de véritables arkoses et, dans les parties supérieures, à des grès de plus en plus fins. Au-dessus de ces derniers viennent des marnes fissiles, micacées, quelquefois bariolées de jaune, vert et rouge; elles alternent avec des bancs de sables, quand la puissance de la bordure augmente un peu, comme à l'ouest de Saint-Sébastien : c'est par cet étage marneux que la formation triassique disparaît sous le lias qui plonge bientôt lui-même sous les terrains jurassiques.

La galène argentifère est répandue dans la zone moyenne de la bordure triassique; elle semble y former le ciment des fragments de quartz ou de micaschistes et des cristaux de feldspath généralement rose qui composent l'arkose de ces couches moyennes. La galène est, dans certains points de cette arkose, disséminée sur une puissance qui a jusqu'ici varié entre 2 et 4 à 5 mètres; elle est là associée à la pyrite de fer; mais celle-ci paraît parfois affecter une certaine indépendance, et le mineral de plomb argentifère s'est plusieurs fois déjà, depuis l'ouverture de l'exploitation, arrêté brusquement sur des espèces de failles ou coupures exclusivement pyriteuses. D'autres faits, sur lesquels je n'insisterai pas ici, mais qui résultent des études que j'ai déjà entreprises sur les gisements minéraux si variés de ces contrées, me semblent établir l'indépendance de certains gîtes plombo-argentifères vis-à-vis de ceux exclusivement pyriteux ou à la fois plombeux et zincifères. — Je me réserve de revenir plus tard sur ce sujet ainsi que sur les liaisons qu'ici, comme dans la Lozère (*Annales des mines*, 6ᵉ livraison, 1854), j'ai cru observer déjà, entre les arkoses minérales de Carnoulès et des filons O.-N.-O. traversant non loin de là les micaschistes, le long de leur recouvrement par le trias.

II. *Exploitation et préparation mécanique.*

Au point de vue de son utilisation, le minerai de Carnoulès offre quelques difficultés. — *La galène y est d'ordinaire disséminée dans une roche très-dure et très-réfractaire; aux inconvénients de la présence du quartz et du feldspath s'ajoute encore celui d'une grande abondance de pyrites de fer* (1) ; *la teneur en argent n'est pas aussi élevée que dans les minerais quartzo-pyriteux de Pontgibaud et de Vialas, car elle n'atteint ici que* 200 *à* 250 *grammes au quintal métrique de plomb d'œuvre.*

Néanmoins tous ces désavantages sont heureusement compensés par la grande puissance du minerai, par la simplicité des travaux de mine et surtout des travaux de recherches et d'aménagement. Une bonne partie des abatages déjà exécutés sont à ciel ouvert, et si, comme aujourd'hui, on doit entrer en galeries, l'avancement de celles-ci se fera presque toujours en plein minerai, sans frais d'extraction, d'épuisement ni de boisage.

Les difficultés de la préparation mécanique ont été bénévolement accrues par le choix d'un emplacement défavorable pour l'installation des ateliers. Au lieu de les placer à 1 ou 2 kilomètres de la mine actuelle, où l'on eût pu se procurer, en toutes saisons, au moins l'eau de lavage, tout en étant mieux à portée de recevoir les minerais des divers points de la concession ; au lieu de cela, on s'est établi auprès de la première attaque entreprise : or là des travaux hydrauliques devenaient nécessaires pour rassembler des eaux de lavage, même en quantité assez restreinte.

(1) Sur certains points des environs d'Anduze où affleure la même couche minérale, on y a trouvé de la pyrite cuivreuse et du sulfate de baryte : c'est un fait qui a son mportance, quant aux rapprochements dont je parlais plus haut.

L'absence de tous travaux de ce genre, et partant la rareté des eaux, la dissémination de la galène dans le minerai, peut-être aussi le désir de produire rapidement du plomb argentifère, voilà les principales raisons qui ont fait adopter et conserver jusqu'aujourd'hui le mode de préparation mécanique suivant, fort simple, il est vrai, mais aussi assez peu satisfaisant, comme on le verra plus bas.

Première partie de la préparation : — Broyage.

1° Tous les minerais abattus sont cassés en fragments (*a*) de la grosseur d'un œuf;

2° Les fragments (*a*) sont passés par une première paire de cylindres sous lesquels se trouve un bluttoir divisant les broyées en fragments (*b*) de 0m,002 de diamètre ou au-dessus, et en poussière de 0m,002 ou au-dessous $= P_1$;

3° Les fragments (*b*) vont à une deuxième paire de cylindres pour donner des grenailles (*c*) de 0m,002 ou au-dessus, et une poussière P_2 de 0m,002 ou au-dessous;

4° Les grenailles (*c*), traitées par une troisième paire de cylindres, donnent des grenailles (*d*), et une poussière P_3 de même grosseur que P_2 et P_1;

5° Une quatrième paire de broyeurs passe et repasse plusieurs fois les grenailles (*d*) pour en faire une poussière P_4 tout à fait semblable à P_1 P_2 P_3.

Deuxième partie de la préparation : — Lavage.

1° Les poussières P_1 P_2 P_3 P_4 sont mélangées et soumises à l'opération dite *empâtement* : c'est un simple mouillage de ces produits avant leur introduction dans les auges placées en tête des tables à secousses;

2° Le lavage des poussières empâtées, produit des quatre paires de cylindres, se fait sur six tables à secousses, par un travail en trois périodes, donnant les produits suivants :

1re PÉRIODE.	α. Tête de table à raffiner (2e période).	
	β. Milieu et queue à repasser (1re période).	
	γ. Sables déposés dans les conduits après les tables	rejetés ou non utilisés jusqu'ici.
	δ. Schlamms déposés des bassins extérieurs	
2e PÉRIODE.	ε. Tête. Schlich, bon à fondre, livré à la fonderie.	
	λ. Milieu à repasser au même travail (2e période).	
	μ. Queue (pyrites) à travailler à la 3e période.	
	ν. Sables, au pied de la table (va à la 3e période).	
	π. Schlamms des bassins, non utilisés encore.	
3e PÉRIODE.	Σ. Tête. Schlich pyrites à livrer à la fonderie.	
	ρ. Milieu et queue à repasser au même travail.	
	φ. Sables des conduits aux bassins	non utilisés jusqu'ici.
	ω. Schlamms accumulés avec les précédents	

Les eaux qui ont servi au lavage des tables sont épurées dans les grands bassins extérieurs à schlamms et remontées par des pompes à des réservoirs supérieurs aux ateliers, pour ainsi resservir indéfiniment.

En résumé, le procédé suivi consiste à moudre uniformément fin tous les minerais livrés aux ateliers, et à laver toutes les poussières mélangées, sans aucun classement.

Voici les résultats des essais faits sur les produits que j'ai recueillis moi-même pendant une journée de travail (1).

NATURE DES PRODUITS.		Plomb p. 100 de matière.	Grammes d'argent aux 100 kil. de plomb.
Poussières brutes.	Cylindres dégrossisseurs n° 1 P_1. .	12,60	238
	— dégrossisseurs n° 2 P_2. .	16,00	186
	— finisseurs n° 1 P_3.	4,88	238
	— finisseurs n° 2 P_4.	3,00	270
Poussières mélangées et empâtées P.		6,66	275
α	sur une première table. . . .	37,50	160
	sur une seconde table.	14,66	218
β.		0,77	»
γ.		Traces	»
δ.		V. plus bas.	»

(1) Le procédé suivi pour ces essais a été celui indiqué par M. Rivot (*Annales des mines*, 1850); on laissait le bain fondu aussi longtemps que possible exposé à l'action oxydante de l'air, ce qui diminue sensiblement la proportion de mattes, et par suite les chances de pertes en argent.

NATURE DES PRODUITS.		Plomb p. 100 de matière.	Grammes d'argent aux 100 kil. de plomb.
Produits de la 2e période avec α à 14,66 p. 100....	ε (a).................	46,00	147
	λ..................	11,00	289
	μ (b)................	7,28	255
	ν..................	0,91	450
	π..................	4,55	310
Produits de la 3e période......	Σ..................	15 à 25	198 à 234
	ρ..................	8,37	240
	φ..................	10,00	»
	ω..................	3,00	420
ω_1 Mousse qui surnage au-dessus des bassins aux schlamms..................		29,60	202

(a) Les schlichs n'ont pas toujours cette teneur ; j'ai trouvé les chiffres suivants pour plusieurs opérations consécutives : 32, 40, 43, 45 p. 100 de plomb à 177, 173, 186, 178 grammes.

(b) Ce produit, comme les précédents, présente de grandes variations, non-seulement d'une journée à l'autre, mais encore pendant la même journée et la même opération ; j'ai trouvé ainsi pour un produit livré au travail de la 3e période 15,66 p. 100 de plomb à 234 grammes.

Avant de signaler les conséquences qui me paraissent résulter de ce tableau, j'y ajouterai quelques mots sur la production des ateliers.

Les résultats consignés sur les livres de la compagnie de Carnoulès montrent que les quatre paires de cylindres n'ont jamais pu moudre plus de 20 tonnes de minerai par 24 heures, soit 5 tonnes par paire de broyeurs.

Le produit moyen de la tonne de minerai brut a été de (15 à 16 p. 100) = 130 à 160 kilogrammes de schlichs divers, d'une teneur maxima de 40 à 45 p. 100 de plomb tenant 150 à 180 grammes d'argent au quintal.

La teneur moyenne du minerai brut peut être évaluée à 10 p. 100 de plomb d'œuvre à 200 ou 250 grammes; c'est-à-dire qu'une tonne de minerai brut tenait 100 kilogrammes de plomb et 200 à 250 grammes d'argent,

et qu'on en a retiré à l'état de schlich 72 kilogrammes de plomb et 115 grammes d'argent. — Ces résultats peuvent encore se résumer sous cette forme : la teneur d'une tonne de minerai brut s'est divisée par la préparation mécanique en :

Plomb	et argent	(contenus).
72 p. 100.	51 p. 100	dans les schlichs livrés à la fonderie.
28 p. 100.	49 p. 100	dans les sables et schlamms, c'est-à-dire dans les produits rejetés ou dont on n'a pu tirer parti jusqu'ici.

Les conséquences de la méthode adoptée à Carnoulès se résument donc par des désavantages dont je ne citerai ici que les principaux :

1° Les quatre paires de cylindres ne produisent qu'une quantité assez faible de mouture par vingt-quatre heures, résultat qu'il eût été facile de prévoir dès qu'on adoptait cet appareil pour la réduction d'un minerai aussi dur et disséminé en sables fins et schlamms, c'est-à-dire dans un cas directement opposé à celui pour lequel ils ont été inventés.

2° Les teneurs des poussières P_1 P_2 des dégrossisseurs, comparées à celles de P_3 P_4 des finisseurs, montrent que, dans la pulvérisation, ce qui se réduit naturellement le plus aisément en poudre, ce sont les sulfures métalliques ; la richesse de certains schlamms ω_1 le prouve encore. D'ailleurs, dans une expérience directe, j'ai pu constater, en faisant pratiquer sur les broyées obtenues aux cylindres, avec un minerai à 20 p. 100, un débourbage dont les eaux étaient amenées dans un labyrinthe à quatre compartiments, j'ai pu, dis-je, constater que les schlamms de diverses grosseurs qui s'y déposaient avaient les teneurs suivantes :

	Plomb.		Grammes.
N° 1.	15,75	p. 100 à	396
N° 2.	17,25	—	268
N° 3.	13,75	—	290
N° 4.	31,75	—	»

Ainsi, encore une fois, c'est l'élément utile du minerai qui se réduit le plus rapidement en poussière pendant le cylindrage. Les poussières P_1 P_2 P_3 P_4 étant d'ailleurs soumises au lavage simultanément et sans classement aucun, la circonstance que je viens de signaler doit naturellement augmenter les pertes par les matières aujourd'hui rejetées.

3° L'application exclusive du lavage aux matières fines et non classées P_1 P_2 P_3 P_4, entraîne d'abord l'inconvénient bien souvent constaté de pertes considérables d'argent par les rejets; ainsi, tandis que les minerais bruts ou les poussières donnent du plomb à 200 et 275 grammes, le plomb des schlichs ne tient plus au maximum que 180 grammes; mais, au contraire, celui des sables et des schlamms atteint la teneur de 300 et 400 grammes.

En un mot, tous les résultats montrent que le rapport de l'argent au plomb croît en raison inverse de la richesse des produits en plomb.

D'un autre côté, et c'est surtout au défaut de classement qu'il faut l'attribuer, les produits similaires des tables voisines ou de la même table, pour deux opérations consécutives, éprouvent des variations de richesse considérables.

Je n'ai pas pour but ici de faire une appréciation complète des procédés suivis à Carnoulès; ce qui précède suffit pour montrer combien la préparation mécanique y a été défectueuse jusqu'à la fin de 1855, puisque finalement elle aboutit à laisser 28 p. 100 du plomb et 49 p. 100 de l'argent des minerais dans les rejets ou dans des produits d'un traitement ultérieur difficile.

A la vue de ces résultats, la compagnie de Carnoulès a compris l'urgence des changements à apporter à cet

état de choses. Il a été décidé qu'on chercherait d'abord à utiliser les quantités de schlamms considérables qu'on a jusqu'ici accumulés dans les bassins, et aussi certaines variétés des sables fins jusqu'aujourd'hui rejetés. — Pour cela, l'appareil qui nous a paru le plus recommandable est celui dit *round buddle*, ou appareil à brosses employé en Angleterre et depuis quelques années à Pontgibaud et à l'Argentière (Hautes-Alpes).

La compagnie de Carnoulès a également décidé de faire quelques travaux hydrauliques qui augmenteront la quantité d'eau dont on dispose aujourd'hui. Ils permettront ainsi d'établir la préparation future sur des bases qui se rapprocheront un peu plus que les anciennes de celles généralement adoptées dans les établissements du même genre, je veux dire qu'on pourra introduire le principe des broyages gradués avec application convenable du criblage et restriction dans l'emploi du lavage. Il me paraît en effet certain, et cela d'après la propre expérience que j'en ai faite à Carnoulès, que, quelque disséminée que soit la galène de ce gisement, on peut parmi les minerais bruts en trouver une bonne proportion assez riche pour donner, après un broyage en grenailles moyennes, des matières bonnes à cribler, surtout si l'on tient compte de la facilité avec laquelle les noyaux de quartz et de feldspath se dessoudent dans cette arkose. Au reste, si ce criblage ne donnait pas immédiatement du schlich bon à fondre, au moins j'ai reconnu qu'on en retirerait une couche assez épaisse de grains ou noyaux de quartz et feldspath, absolument stériles, dont le broyage est aujourd'hui tout à fait inutile et même nuisible à cause de leur dureté exceptionnelle.

D'autres changements ont été proposés comme

moyens d'amélioration de la préparation de Carnoulès; mais ils n'ont pas encore été appliqués.

III. *Traitement métallurgique.*

Auprès des ateliers de préparation, on a établi une fonderie destinée seulement au traitement du minerai pour plomb d'œuvre jusqu'ici expédié à Marseille où il est coupellé.

Ce traitement devait s'exécuter par la formule des méthodes mixtes, c'est-à-dire *fusion du minerai préalablement grillé avec addition de ferraille et de fondants appropriés.*

Dans le but sans doute de diminuer la complication des appareils métallurgiques, on avait projeté, pour l'application de cette formule, un réverbère à double sole : sur la première, voisine de la chauffe, devait se fondre le minerai, grillé sur la seconde. Pour un schlich aussi pyriteux que celui de Carnoulès, le principe du grillage préalable paraît bon *à priori;* cependant, vu l'abondance des gangues siliceuses, on ne peut pas affirmer d'avance que, même en présence des ferrailles, un grillage un peu avancé ne produirait pas des pertes sensibles par scorification pendant la période de fusion. En tous cas, la forme donnée au réverbère n'a pas permis l'application de la méthode mixte d'abord projetée. On a placé les deux soles au même niveau et se faisant immédiatement suite. *La chauffe a* 1 *mètre sur* $1^m,70$; *le pont a* $0^m,50$ *de large. La sole de fusion a* $2^m,80$ *sur* $1^m,60$; tronquée sur les angles, elle est creusée en forme de bassin intérieur vis-à-vis la seule porte de travail; sous celle-ci passe le trou de coulée. La sole de grillage, séparée de la première par *un rampant de* $0^m,35$ *de large et de* $0^m,90$ *de long*, *a* $3^m,40$ *de long sur* $2^m,40$ *de large;* elle est munie de deux

portes de travail et rattachée à la cheminée par un rampant de $0^m,60$ à $0^m,80$ de long, par conséquent *sans chambre de condensation.*

Avec ces dispositions et ces dimensions, le réverbère devenait impropre à l'usage pour lequel il avait été conçu.

Le travail principal étant *la fusion*, l'opération du grillage est subordonnée aux exigences de cette première manipulation. Or, pour n'apporter aucune irrégularité à la fusion, il fallait entretenir constamment le feu de manière à maintenir une température élevée sur la sole de fusion; mais alors celle de grillage étant trop voisine de l'autre, la température s'y élevait aussi et d'une manière gênante pour le grillage. D'un autre côté, les deux soles étant au même niveau et manquant de tous moyens efficaces de régler le tirage, on ne pouvait ni refroidir, ni activer le travail de la seconde sole par l'ouverture de ses portes, car alors la fusion s'arrêtait; les mêmes raisons empêchaient un brassage suffisamment énergique dans cette seconde partie du réverbère.

Dans ces circonstances, on a bien continué à introduire le schlich brut sur la deuxième sole; mais même pendant le temps que durent deux opérations de fusion, on ne parvient à le griller qu'incomplétement, de sorte que non-seulement le minerai ordinairement élaboré n'est que peu grillé, mais encore on doit, pour ne pas interrompre le travail, passer souvent du minerai cru. *Le traitement courant se rapproche ainsi bien plus de la méthode viennoise que des procédés mixtes.*

A l'appui des observations précédentes, je donnerai quelques résultats de pesées et d'analyses qui permettront en même temps d'apprécier certains faits caractéristiques des méthodes de précipitation.

Les schlichs crus livrés à la fonderie sont de deux sortes :

1 = schlich plombeux; 2 = schlich pyriteux.

Ces schlichs fondus jusqu'ici au fur et à mesure de leur production, sans emmagasinement préalable, sont toujours humides : quelques essais faits sur les lieux m'ont donné, en moyenne, 8 à 9 p. 100 d'eau de mouillage.

D'après les pesées faites à l'usine, depuis deux ans qu'elle est en roulement, la perte au grillage serait de 12 à 14 p. 100 sur le minerai brut; retranchant de là 8 à 9 p. 100 d'eau, reste donc une perte en soufre de 4 à 5 p. 100 environ. Ce résultat a été vérifié par l'analyse de deux prises d'essai, l'une sur le minerai cru et l'autre sur le même produit grillé pendant six ou sept heures.

(1). *Minerai cru sec (schlich plombeux).*

Sable quartzo-feldspathique. . . .	12,00
Sulfure de plomb.	55,16
Pyrites de fer Et traces de blende. }	52,84
	100,00

Soufre.	24 p. 100
Plomb.	47,50

(2). *Même minerai grillé.*

Sable quartzo-feldspathique. . . .	14,00
Oxyde de plomb.	6,20
Oxyde de fer.	2,00
Sulfate de plomb.	8,00
Sulfure de plomb.	45,00
Sulfure de fer.	25,00
Blende, traces.	00,00
	100,20

Soufre.	18 à 20 p. 100
Plomb.	49 à 50 —

Si, au lieu de schlich plombeux, on prend du schlich pyriteux, la teneur en soufre est beaucoup plus considérable dans les produits bruts ou grillés. La composition du schlich pyriteux cru peut se représenter ainsi :

(3).

Sable quartzo-feldspathique.	15	p. 100
Sulfure de plomb.	30 à 35	—
Sulfure de fer et de zinc. . . .	50 à 55	—

Au moins étaient-ce là les compositions des schlichs avec lesquels j'ai pu étudier les circonstances du traitement de Carnoulès.

1.320 kilogrammes ont été élaborés, sous mes yeux, en seize heures et en quatre charges, dont deux en minerai grillé et deux en minerai cru.

Le minerai grillé passé dans la première opération était pris dans le tas auquel se rapporte l'analyse (2) ; celui de la deuxième opération provenait du grillage du minerai (1) mélangé avec un quart de schlich pyriteux (3), de sorte que la teneur en plomb de ce minerai s'était un peu abaissée par ce mélange. D'ailleurs, par voie sèche, le minerai grillé (2) m'ayant donné 45,50 p. 100 de plomb d'œuvre à 186 grammes d'argent au quintal, le minerai grillé de la deuxième opération m'a donné 44 p. 100 de plomb à 205 grammes.

Le minerai cru passé dans les deux autres opérations avait la composition (1) et rendait par voie sèche 42 à 43 p. 100 de plomb à 170 ou 175 grammes. Dans les calculs qui vont suivre, j'estimerai les pertes du traitement par rapport aux rendements par voie sèche que je viens d'indiquer.

On ajoutait aux minerais fondus de la chaux comme fondant et de la ferraille comme précipitant : la chaux, réputée cuite, renfermait encore 27,50 p. 100 d'acide carbonique et laissait dans les acides un résidu argilo-

siliceux de 1 à 2 p. 100. La ferraille employée au moment de l'expérience était de la *limaille fine* provenant des ateliers de constructions du chemin de fer d'Alais à Marseille.

En pesant les charges et les produits, j'ai trouvé :

1° *Travail en minerai cru.*

		kil.
Charge :	Mineral cru.	660
	Ferraille.	240
	Chaux.	50
		950
		kil.
Produits :	(4) Matte.	329
	(5) Scorie.	274
	(6) Plomb.	240
		843

Pertes { Acide carbonique, soufre, oxygène, crasses, fonds de sole, } 107 kilog., ou 11 p. 100 environ.

Le plomb obtenu (6) rendait à la coupellation en petit 185 grammes d'argent au quintal.

La matte (4) était composée de :

Plomb..	0,06
Fer.	0,52
Soufre.	0,32
Résidu insoluble.	0,10
	1,00

Par voie sèche, avec le procédé de précipitation par la lame de fer, je n'obtenais que des grenailles de plomb qu'il était impossible de rassembler. Mais en essayant cette matte pour argent, j'ai trouvé pour 2 grammes fondus avec 1 gramme de nitre et 50 gr. de litharge 15g,08 de plomb, qui m'ont donné à la coupellation 0g,00375 d'argent, soit, en défalquant 0g,003 apportés par la litharge : argent, 0g,00075 pour 2 gr. de matte, soit encore 37g,50 aux 100 kilogrammes de matte (4).

La scorie (5) tenait :

Silice..	50,00
Oxyde de plomb.	0,90
— de fer.	»
— de manganèse.	»
Chaux.	»
Etc.	»

Soit 80 p. 100 environ de plomb pauvre en argent.

Par voie sèche, j'obtenais avec le flux noir à peine quelques grenailles de plomb.

N. B. La scorie comme la matte était, avant l'analyse et pendant la porphyrisation préalable, nettoyée des grenailles de plomb ou de matte mécaniquement mélangées.

2° *Travail en minérai grillé.*

		kil.
Charge :	Minerai grillé.	660
	Ferraille.	200
	Chaux.	62
		922
		kil.
Produits :	(7) Matte..	226
	(8) Scorie.	304
	(9) Plomb.	169
		669

Pertes { Acide carbonique, soufre, oxygène, crasses, fonds de sole, } 223 kilog., ou 24 p. 100.

Le plomb (9) a rendu à la coupellation en petit 180 grammes au quintal.

La matte (7) a donné à l'analyse :

Plomb.	0,07
Fer.	0,59
Soufre.	0,30
Résidu et pertes.	0,04
	1,00

Essayé pour argent, 1 gramme a donné $0^g,0005$, soit 25 grammes au quintal métrique.

La scorie (8) était composée de :

Silice	46,50
Oxyde de plomb	1,50 à 2
Protoxyde de fer	36,00
Oxydes de zinc et de manganèse	3,50
Alumine	3,00
Chaux	7,00 à 7,50
Alcalis et pertes	2,00
	100,00

Soit 1,80 p. 100 de plomb pauvre en argent.

Parmi les conséquences qu'on peut déduire des résultats précédents, je signalerai les suivantes :

1° Le fer ajouté aux lits de fusion ne passe, dans aucun cas, intégralement dans les mattes. Une bonne partie, 15 et 30 p. 100, s'oxyde et, par conséquent, est à peu près perdue pour le but qu'on en attendait. Cette oxydation du fer est, au point de vue économique, un inconvénient de la méthode de précipitation au réverbère; mais, outre le désavantage d'augmenter les dépenses, ce défaut de la méthode semble en entraîner d'autres : l'oxyde de fer produit ainsi, joint à celui résultant de l'oxydation partielle des minerais pyriteux, augmente la proportion des crasses qui tendent à s'empâter sur la sole, ou bien, en se scorifiant, absorbe la silice de la sole et des parois du four, et les dégrade très-vite. Aussi a-t-on depuis nos essais trouvé avantage, sous le rapport de la conservation de la sole, à remplacer la chaux jusque-là ajoutée aux charges par les scories siliceuses de l'opération même.

2° Il semblerait résulter des pesées ci-dessus rapportées que, quelqu'incomplet qu'il soit, le grillage favorise la production de crasses restant à l'état pâteux sur la sole à la fin de chaque fonte. Dans les deux opérations en minerai grillé, *nous trouvons* A LA FOIS *moins de mattes et moins de plomb*.

3° Les scories, malgré leur forte teneur en silice, sont pauvres en oxyde de plomb; c'est là un fait qui a été souvent constaté dans l'application des procédés de précipitation : il s'explique parce qu'il s'y forme en général peu d'oxyde de plomb. Ici, en particulier, les scories de minerai grillé où l'oxydation du plomb est plus avancée, quoique les différences soient peu sensibles, sont cependant un peu plus riches en oxyde de plomb que celles de minerai cru. C'est la raison qui me ferait douter du succès d'un *procédé mixte appliqué au réverbère, avec des minerais aussi quartzeux.*

4° De la plus grande proportion de crasses observée dans deux de nos quatre fontes, il résulte que les crasses de chacune d'elles ayant été repassées dans l'opération suivante, le rendement des fontes en minerai cru a dû être légèrement augmenté aux dépens de celui du minerai grillé. Pour apprécier exactement le rendement moyen du minerai de Carnoulès, il me paraît donc rationnel de comparer les charges et les produits réunis des quatre opérations; en voici le tableau :

1.320 kilogrammes de minerai (cru et grillé) tenant : plomb, $574^k,20$; argent, $1022^g,75$, ont donné :

	Plomb	Argent
1° PRODUITS IMMÉDIATS.	Plomb. . 409 kil. . . . . ou 72 p. 100.	Argent. . 768 gr. ou 75 p. 100.
2° PRODUITS SECONDAIRES.		
Matte.	Plomb. . $35^k,56$	Argent . $179^g,675$ ou 11 p. 100.
Scorie.	Plomb. . $8^k,67$	Argent. . 0,000
	$44^k,23$ ou 7,7 p. 100.	
Soit (des produits immédiats et secondaires).	Plomb . . . . 79,70 p. 100 du contenu.	Argent . . . . . 86 p. 100 du contenu.
Et pertes par fonds de sole, par grenailles dans les scories et les mattes, par volatilisation.	Plomb . . . . 20 à 21 p. 100 du contenu.	Argent . . . . . 14 p. 100 du contenu.

J'ajouterai qu'en ce qui touche aux pertes de plomb,

ces résultats sont parfaitement concordants avec ceux consignés sur les livres de la compagnie; quant à celles de l'argent, ces expériences et essais sont les seuls que je puisse rapporter. La perte considérable en plomb vient surtout de la volatilisation et de l'absence de chambres de condensation.

Mais un résultat uniquement *dû à la nature du procédé*, c'est *la grande richesse des mattes en argent*. Si, de plus, on tient compte de leur teneur en plomb, on voit que c'est un produit secondaire qu'on sera obligé de repasser. Cette conséquence enlève au *procédé de précipitation le caractère de simplicité qui semblerait devoir lui être particulier.*

5° Pour terminer ce qui est relatif au traitement, je donnerai un aperçu des frais spéciaux qu'il a entraîné par quintal de schlich pendant les années 1854 et 1855:

Houille. . . .	0q,642 à 2f le quintal rendu. . . .	1f,284
Riblons. . . .	0q,231 à 12f —	2f,772
Chaux.	0q,070 à 2f —	0f,140
Main-d'œuvre : 8 fondeurs par 24 heures, 20f pour un traitement maximum de 2.400k.		
	Soit par 100k.	0f,833
Surveillance : un contre-maître, à 6f par jour, ci. . .		0f,250
Usure et entretien des fours et des outils.		0f,200
	Total.	5f,479

Si l'on considère que, dans les conditions actuelles, le traitement pour plomb d'œuvre n'est pas complet, puisqu'il amène des produits secondaires non encore utilisés, on concluera que ces frais sont certainement plus considérables que ceux qu'entraînerait la méthode de grillage complet au réverbère avec fonte réductive au four à cuve sous l'influence seule du combustible.

Il est probable qu'en présence des frais faits jusqu'ici et des résultats ci-dessus constatés, la compagnie se décidera dans quelque temps pour l'adoption de cette dernière formule de traitement.

NOTES

SUR L'EXPLOITATION DES MINES ET DES USINES DANS LE NORD DE L'EUROPE.

Par M. J. DUROCHER.

DEUXIÈME PARTIE (1).

MÉTALLURGIE DU FER.

Coup d'œil sur la sylviculture et sur la carbonisation dans le nord de l'Europe.

Emploi presque exclusif du combustible végétal dans les établissements métallurgiques du nord de l'Europe.

Avant de faire connaître le taitement que l'on fait subir aux minerais métalliques de la Scandinavie, jetons d'abord un coup d'œil sur les ressources en combustible de cette contrée et sur les procédés de carbonisation. Nous avons vu que les mines de houille de Höganäs, les seules qui existent dans le nord de l'Europe, ne peuvent fournir que des charbons impurs, de qualité médiocre, et par suite ne sont d'aucune utilité pour les usines métallurgiques; celles-ci consomment donc presque exclusivement du combustible végétal (2); c'est l'élément essentiel de leur prospérité. Ainsi la production du fer, qui est l'article le plus important de l'industrie minérale de la Suède, pourrait être doublée ou triplée, sans aucune difficulté, si elle n'était stric-

(1) Voir la première partie (exploitation des mines): *Annales des mines*, 5e série, t. VIII, p. 213.

(2) L'usine de Laurwig, en Norwége, est la seule où j'aie vu se servir de combustible minéral dans la fabrication du fer forgé: on y emploie de la houille anglaise dans le réchauffage du fer, qui est affiné d'après la méthode du Lancashire.

tement limitée par les quantités de charbon de bois dont les forges peuvent disposer : Voyons donc quelles sont à cet égard les ressources disponibles.

Divisions générales du sol de la Suède.

La superficie totale de la Suède, en y comprenant la portion de la Laponie qui en dépend, s'élève à environ 4.400 myriamètres quarrés : d'après les indications fournies par la statistique de Forsell, cette surface se divise à peu près comme il suit :

Forêts, rochers et pâturages des montagnes. .	3.600
Rivières, lacs et marais.	560
Prairies.	190
Terres labourées.	90
Total.	4.400

La superficie totale des forêts de la Suède est évaluée par certains auteurs à près de 2.000 myriamètres quarrés, par d'autres à 1.200 seulement : c'est cette dernière évaluation qui me paraît se rapprocher le plus de la vérité. La quantité de bois qu'on retire annuellement de ces forêts est d'environ 25 millions de stères, ayant, sur pied, une valeur approximative de 0f,70 par stère. Environ les deux cinquièmes de cette quantité, soit 9 à 10 millions, sont consommés dans l'économie domestique (chauffage et constructions); 5 à 6 millions de stères sont employés par l'industrie sidérurgique; 2 millions le sont par l'industrie métallurgique du cuivre, de l'argent, du plomb, etc.; 1 et 1/2 million par la fabrication de l'eau-de-vie indigène; 3 millions servent au chauffage des appareils à vapeur employés sur terre et sur eau; 4 à 5 millions sont livrés à l'exportation (1).

Emplois principaux du bois provenant des forêts.

Bois non utilisé.

Il faudrait ajouter à cela le bois qui n'est pas utilisé, qui dépérit sur pied, celui qui est brûlé pour que ses cendres

(1) Ces évaluations ne peuvent être qu'approximatives.

enrichissent le sol, comme dans une sorte d'écobuage, et celui qui devient la proie des flammes par suite d'incendies accidentels, circonstance malheureusement trop fréquente dans ces forêts d'arbres résineux. Cependant on ne laisse les arbres dépérir, à défaut de population et d'établissements industriels, que dans les régions éloignées des côtes et situées au delà du 62e degré de latitude. La quantité de bois qui se trouve perdue, ou qui est brûlée pour écobuage, peut s'élever à un sixième de la production totale, qui serait alors d'environ 30 millions de stères. Or, même en Suède, où la rigueur du climat retarde le développement de la végétation arborescente, il faut qu'une forêt de pins soit mal garnie et se trouve sur un très-mauvais sol pour ne pas produire annuellement plus de 3 stères par hectare. Ainsi l'on voit que, d'après la production actuelle, les surfaces boisées de la Suède ne représentent pas plus de 10 millions d'hectares de forêts médiocres.

Étendue des terres boisées en Norwége.

La superficie de la Norwége est d'un peu plus de 3.000 myriamètres quarrés, à peu près les deux tiers de celle de la Suède; l'étendue des terres cultivées est de 65 à 70 myriamètres quarrés. On ne connaît pas l'étendue des terres boisées; mais on sait que les montagnes s'élevant au-dessus de la limite de la végétation arborescente occupent une surface beaucoup plus vaste qu'en Suède (1); et, d'ailleurs, beaucoup de terrains sont nus à cause de leurs forte inclinaison: aussi il est probable qu'en Norwége le sol forestier a une étendue trois à quatre fois moindre qu'en Suède et

(1) On estime que la surface des montagnes qui se trouve placée dans la zone des neiges permanentes forme environ la quarantième partie de la superficie totale de la Norwége; mais je regarde cette estimation comme un peu trop forte.

probablement il n'équivaut pas à plus de 2 à 3 millions d'hectares. D'ailleurs, la production du fer en Norwége est dix-huit à vingt fois plus faible qu'en Suède; et, par suite, la consommation du charbon y est beaucoup moindre.

Exportation du bois de la Norwége.

Une portion considérable du bois que l'on abat chaque année est exportée vers l'Angleterre, les Pays-Bas et la France, soit en pièces équarries, soit en pièces rondes, propres à former des mâts, soit à l'état de planches. Cette exportation est puissamment facilitée par l'immense développement des côtes de la Norwége et par les golfes profonds qui pénètrent à l'intérieur du pays; la valeur du bois, au moment où il quitte les ports d'embarquement, ne s'élève pas à moins de 10 millions de francs chaque année.

Conservation des forêts.

Dans la plus grande portion de la Scandinavie les forêts ne sont point encore soumises à un aménagement régulier : on ne prend de soins pour leur conservation que dans les provinces telles que la Dalécarlie, où l'industrie est le plus développée, et où l'on a compris que le gaspillage de ces richesses végétales aboutirait à une ruine inévitable, attendu que les dépôts de minerai perdraient presque toute leur valeur, du moment où le charbon de bois viendrait à manquer.

Incendies de forêts dans le nord de l'Europe.

Chaque année, dans le nord de l'Europe, des forêts sont réduites en cendres par des incendies qui embrassent quelquefois des étendues de plusieurs myriamètres : des hameaux, et parfois même des villes, deviennent ainsi la proie du feu. Parmi les diverses causes de ces désastres, il en est une principale qu'il est bien difficile d'éviter, car elle est inhérente à un mode de culture regardé presque comme le seul praticable par les habitants du pays, du moins dans les parties reculées de la Suède. J'ai déjà fait observer précédemment que

les roches cristallines du nord de l'Europe avaient fort peu de tendance à se décomposer; il en résulte que la couche de terre végétale est très-peu épaisse; et fort souvent le roc existe à une profondeur de quelques centimètres. D'ailleurs, dans les régions éloignées des villes, il est difficile de se procurer des engrais en quantité suffisante; aussi le sol est-il, en général, très-peu productif. Pour le fertiliser, les habitants ont l'habitude de brûler les débris de l'exploitation des forêts, et d'en répandre la cendre sur le sol; ordinairement on ne brûle que les ramilles et les parties qui n'entrent pas dans la composition des meules à charbon; mais, dans les contrées où le bois a peu de valeur, on incinère aussi les troncs mêmes des arbres. Cette pratique constitue la base essentielle d'un système régulier de culture, qui est usité dans les parties peu industrielles et peu populeuses de la Suède. On divise une certaine étendue de terrain en sections que l'on cultive alternativement. Après quelques récoltes de céréales, on transforme la terre labourée en pineraie, et on la laisse ainsi pendant plusieurs années; puis le bois est abattu de nouveau et incinéré. La terre s'est enrichie d'humus par la décomposition des feuilles et des menus branchages; les cendres que l'on répand ensuite à sa surface lui fournissent des sels calcaires et alcalins; on obtient alors des récoltes très-satisfaisantes. Ainsi cette méthode de culture par écobuage est parfaitement appropriée au sol maigre et rocailleux de la Suède; elle y est en usage depuis un temps immémorial; et, comme on la désigne par l'expression de *svedja*, quelques auteurs font dériver de là le nom même de la Suède (*Svea*, *Svea-Rike* et par suite *Sverige*). Quoiqu'il en soit, on conçoit qu'en pratiquant ces écobuages au milieu de forêts d'arbres résineux, quelque précaution que l'on prenne, il est

Système du culture par écobuage.

fort difficile d'éviter des incendies; et une fois allumés, ils se propagent à d'énormes distances, et souvent ne s'arrêtent qu'au bord des rivières ou des lacs.

Composition et rendement des forêts de la Scandinavie.

L'essence qui compose principalement les forêts de la Suède et de la Norwége est le pin sylvestre; le sapin du Nord (*Pinus abies* de Linnée), et le boûleau (*Betula alba*) ne s'y montrent que dans une proportion beaucoup moindre, et même le sapin est assez rare dans plusieurs provinces. Les coupes de bois destinées aux usines se font à des intervalles de temps qui varient, suivant les localités, de vingt-cinq à soixante ans; mais le système qui paraît le plus avantageux, quand on destine le bois à la carbonisation, c'est de faire les coupes à l'âge d'une trentaine d'années. Le rendement annuel varie dans des proportions considérables, savoir de trois à huit stères par hectare. Dans les parties de la Suède qui ne dépassent pas notablement le 60e degré de latitude, on peut prendre six stères pour moyenne, de façon qu'un hectare âgé de vingt-cinq ans produit environ cent cinquante stères. On sait qu'en France le rendement annuel des forêts de pins est, en général, beaucoup plus considérable, et s'élève de dix à douze stères par hectare. Mais, dans le nord de l'Europe, la croissance des pins est beaucoup plus lente : ainsi, sous des latitudes voisines de 60°, le diamètre d'un pin âgé de vingt-cinq ans est seulement de 11 centimètres, ce qui donne un accroissement moyen d'environ 4 et 1/2 millimètres par an; tandis qu'en France et en Allemagne, dans un sol passable, l'accroissement annuel est environ une fois et demie plus grand (1) pendant cette première période de la vie du végétal.

---

(1) MM. Bravais et Martins ont recueilli sur la grosseur des pins, à diverses latitudes et à divers âges, des observations in-

Dans le nord de l'Europe, l'exploitation des coupes de bois se fait habituellement au printemps ; après l'a- **Exploitation du bois.**

---

téressantes (voir les *Voyages en Scandinavie, Géographie physique*, tome II) ; j'ai extrait de ces observations les accroissements en diamètre qui sont présentés dans le tableau ci-après.

NOMS des régions.	Latitudes.	Épaisseur de la 1re couche ligneuse.	Age (ans).	Diamètre en millim.	Accroissement moyen annuel en millim.	Age.	Diamètre.	Accroissement total dans la 2e période.	Accroissement moyen annuel.	Age.	Diamètre.	Accroissement total dans la 3e période.	Accroissement moyen annuel.	Age.	Diamètre.	Accroissement total dans la 4e période.	Accroissement moyen annuel.	Épaisseur de la 201e couche ligneuse.
Haguenau, en France.	48° 43'	»	30	182	6,07	50	328	146	7,30	100	648	320	6,40	130	753	105	3,50	»
Halle, en Allemagne.	51° 30'	3,85	20	138	6,90	50	246	108	3,60	80	326	80	2,66	»	»	»	»	»
Gefle, en Suède.	60° 40'	2,44	25	109	4,36	50	198	89	3,56	100	346	148	2,96	200	529	183	1,83	0,72
Pello, en Laponie.	66° 48'	1,73	25	73	2,92	50	143	70	2,80	100	227	84	1,68	200	344	117	1,17	0,42
Kaafiord, en Finmark.	70° 00'	1,11	»	»	»	50	94	»	1,88	100	170	76	1,52	200	286	116	1,16	0,46

Il résulte de ce tableau qu'en France et dans l'Allemagne centrale, sous des latitudes de 48 à 52°, l'accroissement en diamètre des pins de zéro à vingt ou trente ans, surpasse de plus de deux fois le grossissement qu'acquièrent ces arbres en Laponie, dans le voisinage du cercle polaire ; l'influence du climat se manifeste ici avec évidence. Il faut remarquer, d'ailleurs, que le maximum d'accroissement annuel des pins n'est atteint dans la forêt de Haguenau, que vers l'âge de quarante à cinquante ans, tandis qu'aux environs de Halle, de vingt à cinquante ans, l'accroissement moyen en diamètre diminue de plus en plus et devient deux fois moindre que de zéro à vingt ans. Mais à Pello, le grossissement reste presque aussi considérable de vingt-cinq à cinquante ans que de zéro à vingt-cinq. On doit observer qu'en Laponie, un pin âgé de cinquante ans n'est pas beaucoup plus gros que ne l'est à Haguenau ou à Halle un pin âgé de vingt-cinq ans ; or ce n'est pas seulement de l'âge, mais aussi du diamètre acquis par l'arbre que paraissent dépendre les variations qui ont lieu dans le grossissement. Est-il nécessaire d'ajouter que, dans ces phénomènes, se combinent des influences très-diverses, principalement les conditions climatériques et la nature du sol.

battage et l'ébranchage, on laisse les troncs et les grosses branches se dessécher pendant l'été (1), et c'est à l'automne que s'effectue la carbonisation. Souvent on attend à l'automne suivant, mais c'est à tort, car le charbon provenant du bois qui est resté pendant un an et demi couché sur le sol est généralement de moins bonne qualité.

Deux systèmes de carbonisation.

La carbonisation a lieu en meules, suivant deux sortes de dispositions, dont la plus usitée en Suède diffère de celle qui est généralement employée dans le reste de l'Europe. Ainsi, en France, les bûches ou rondins que l'on arrange en meules sont dressées debout : c'est généralement ainsi que l'on opère en Norwége ; mais en Suède, et particulièrement, dans la Dalécarlie, qui est la province la plus industrielle, on suit une autre méthode, qui est plus économique, et qui consiste à placer les pièces de bois horizontalement, et dans un sens parallèle, comme le montrent les *fig.* 1 et 2, Pl. VIII. D'après beaucoup d'observations et d'après des expériences suivies, on a reconnu en Suède que ce système de meules,

(1) Des expéxiences faites en Suède, et déjà citées par un officier prussien (*Beiträge zur Kentniss des Eisenhütten-Wesens in schweden*, page 247 ; par Moritz Meyer) font connaître les densités relatives du bois vert et du bois sec pour les principales essences et les pertes de poids qui ont lieu dans la dessiccation ; ces résultats sont présentés par le tableau ci-dessous.

NOMS DES ESSENCES.	DENSITÉS DU BOIS		PERTES de poids à la dessiccation.	Observations.
	vert.	desséché.		
Chêne (*quercus robur*)	1,21	0,72	40,10	(a)
Bouleau blanc	0,83	0 55	33,38	
Pin sylvestre	0,93	0,54	41,86	
Sapin du Nord (*pinus abies de Linnée*)	0,84	0,52	39,70	

(a) La densité du chêne à l'état vert est peut-être un peu trop élevée.

que l'on désigne par l'expression de *lig-milor* (*meules horizontales, ou à bois couché*) donne des résultats un peu plus avantageux, et entraîne une dépense de main-d'œuvre notablement moindre que la carbonisation en *resmilor* (*meules droites ou à bois debout*).

Dans le premier mode, la base de la meule est un rectangle presque carré, ayant de 7 à 9 mètres de côté : cependant, on lui donne ordinairement un peu plus d'étendue dans le sens perpendiculaire à la direction des billes de bois ; ainsi, ce côté a 9 mètres de longueur, l'autre n'en ayant que 7. La hauteur de la meule varie de $3^m,50$ à 5 mètres. L'aire ou sole est bien battue ; et on a soin de lui donner une légère inclinaison, qui est de 5 à 6 degrés. On commence par placer quelques billes parallèles aux grands côtés, et dessus on dispose dans un sens perpendiculaire les pièces de bois qui forment les couches inférieures, et qui ont une longueur égale au petit côté de la faulde, c'est-à-dire environ 7 mètres ; les pièces situées au-dessus ont une longueur décroissante, de façon que celles du sommet ont seulement 3 mètres ; elles sont, autant que possible, serrées les unes contre les autres. Habituellement le flanc de la meule, qui est du côté le plus élevé de l'aire, présente une inclinaison un peu plus forte, et il est soutenu par des piquets. Le flanc opposé, celui qui est du côté de la déclivité, forme un plan incliné à pente plus douce, mais ne s'étendant pas jusqu'à la base ; il est interrompu, comme le montre la figure 2, par un pan

Meules à bois couché.

(1) Je ne décris ici que les meules horizontales, qui ne sont pas usitées en France ; il m'a paru inutile de donner des détails circonstanciés sur les meules verticales, qui sont disposées en Scandinavie de la même manière que dans le reste de l'Europe, mais auxquelles on donne habituellement d'assez grandes dimensions.

abrupte, et les pièces de bois sont maintenues par des pieux *p*, *p* verticaux. La surface de la meule est d'abord couverte de ramilles ou menus branchages; au-dessus, et dans l'intervalle, on répand du fraisil humecté; mais, comme cette couverture ne pourrait pas se maintenir sur la face de devant, qui est fortement inclinée, on la soutient au moyen d'ais ou bardeaux *a*, *a*, *a*, qui sont soutenus par des piquets *t*, *t*, et que l'on arrose de temps en temps pour les empêcher de prendre feu. Du côté opposé, qui est coupé à pic, à 2 mètres environ au-dessus de la base, on met aussi une couche de fraisil, ou de terre et de pierrailles, qui est maintenue par des branchages et les pieux étançonnés. De même que dans les meules verticales, les plus grosses pièces de bois sont placées dans la partie centrale. On allume par le devant; et, dans la conduite de la carbonisation, l'ouvrier prend des précautions du même genre que s'il s'agissait de meules à bois debout, c'est-à-dire qu'il veille à ce que l'ignition ne se propage pas d'une manière inégale, ni avec trop de rapidité, et à ce qu'il n'y ait pas de véritables combustion; pour cela il refoule ou renforce au besoin la couverture, de telle sorte qu'il ne s'y forme pas de crevasses.

Facilité de la surveillance. Mais il est facile de voir que, les rondins étant placés horizontalement, et bien serrés les uns contre les autres, le danger de crevassements ou d'éboulements est beaucoup moindre que dans les meules verticales; aussi la surveillance de l'opération donne lieu à une moindre dépense de main-d'œuvre. D'ailleurs, la carbonisation dure à peu près le même temps, c'est-à-dire de vingt à trente jours, suivant les dimensions des meules, suivant l'état de dessication du bois, et les circonstances locales.

Voici, d'après des détails qui m'ont été communiqués

en Suède une estimation approximative des frais auxquels donne lieu la carbonisation dans les deux systèmes.

DÉTAILS DES FRAIS DE CARBONISATION.	MEULES à bois couché. JOURNÉES d'homme.	MEULES à bois couché. JOURNÉES de cheval.	MEULES à bois debout. JOURNÉES d'homme.	MEULES à bois debout. JOURNÉES de cheval.
Abatage du bois pour une meule d'environ 140 stères (a)	10	»	10	»
Ebranchage du bois (b)	12	»	12	»
Transport du bois au chantier de carbonisation	5	5	5	5
Dressage et battage de l'aire	2	»	2	»
Couper le bois en fragments pour les meules verticales	»	»	10	»
Dressage de la meule	5	»	6	»
Transport des ramilles servant à couvrir la meule	1	1	1 1/2	1 1/2
Couvrir la meule de ramilles et de fraisil	5	»	6	»
Etablir des claies ou auvents pour servir d'abris	1/2	1/2	»	»
Surveillance de la carbonisation (c)	6	»	30	»
Défaire la meule et éteindre le charbon	4 1/2	»	5 1/2	»
Transport du charbon aux halles	3	3	3	3
Totaux	54	9 1/2	91	9 1/2

(a) Les meules verticales que l'on fait en Suède et en Norwége ont de grandes dimensions; elles ont de 8 à 10 mètres de diamètre à la base et 3 mètres de hauteur.

(b) En un jour, un bûcheron peut abattre et ébrancher 6 à 6 1/2 stères de bois résineux.

(c) Un charbonnier peut surveiller cinq meules horizontales et seulement une meule verticale.

Des meules comme celles auxquelles s'applique ce calcul renferment environ 140 stères de bois, et fournissent près de 100 stères de charbon. On voit que, dans la carbonisation à bois debout, il y a quatre-vingt-onze journées d'ouvriers, tandis que cinquante-quatre suffisent pour une meule horizontale du même volume. A la vérité, on suppose dans ce calcul qu'un charbonnier ne peut surveiller qu'une meule verticale, tandis qu'à la rigueur il pourrait en surveiller deux, ce qui ferait alors quinze journées à retrancher; néan-

Frais de main-d'œuvre.

moins, il resterait encore vingt-deux journées de plus que dans l'autre système ; quant au nombre des journées de cheval, il est le même dans les deux cas.

Le prix de la journée du charbonnier est estimé à $0^{f},80$ et le prix de la journée de cheval à 2 francs ; ainsi, dans la carbonisation à bois couché, on a environ 43 francs de main-d'œuvre et 19 francs de cheval, en tout 62 francs pour 100 stères de charbon, ce qui donne $0^{f},62$ par stère. Dans l'autre mode, en admettant seulement quatre-vingts journées d'ouvrier, on a 64 francs de main-d'œuvre et 19 francs de cheval ou 83 francs, soit $0^{f},83$ par stère.

Mais nous avons supposé dans le premier cas que les circonstances locales permettaient d'établir plusieurs meules les unes à côté des autres, ce qui n'a guère lieu qu'à proximité des lacs ou des rivières ; car ailleurs le transport du bois aux chantiers de carbonisation augmenterait les frais dans une trop forte proportion. Aussi, en général, on estime, comme il suit, les frais de carbonisation par stère de charbon :

Frais de carbonisation rapportés au stère de charbon.

1° Abatage du bois, ébranchage, transport et mise en meule. . . . . $0^{j},50$

2° Surveillance de la carbonisation, extinction et mise en halle. . . . . $0^{j},35$

Total. . . . . $0^{j},85$ à $0^{f},80 = 0^{f},68$

3° Pour transport du bois et charbon, $0^{j},10$ de cheval à 2 francs. . . . . $0^{f},20$

Total. . . . . $0^{f},88$

En général les frais de carbonisation varient de $0^{f},60$ à $0^{f},80$ par stère ; dans les parties un peu reculées de la Suède, on estime cette dépense comme équivalant au prix de la matière première, et par suite comme représentant la moitié de la valeur du charbon ; mais, dans les localités rapprochées des villes, ou bien dans

les régions où il existe beaucoup d'usines, et où le bois est devenu plus cher, la valeur de la matière première surpasse beaucoup les frais de carbonisation et s'élève parfois à plus du double.

Avantages des meules à bois couché sous le rapport du rendement.

Ce n'est pas seulement à cause de l'économie de main-d'œuvre que la carbonisation à bois couché est regardée comme préférable en Suède; mais en outre le charbon passe pour être de meilleure qualité; il se forme moins de menu, moins de fumerons (1), et le rendement est, en général, plus élevé. J'ai réuni dans le tableau suivant les résultats principaux d'une expérience comparative, résultats qui m'ont été communiqués en Suède, et que j'ai transformés en mesures métriques pour en faciliter la comparaison avec les faits connus en France.

DÉSIGNATION des meules.	VOLUME DU BOIS d'après le contour de la meule.	d'après la mesure de chaque pièce.	VOLUME des vides rapporté au volume de la meule.	VOLUME du charbon obtenu.	RAPPORT DU VOLUME du charbon (mesuré au tonneau) au volume de la meule.	au volume du bois massif.
	stères.	stères.		stères.		
A bois couché. . .	147	99	0,33	110	0,75	1,11
A bois debout. . .	152	93	0,39	102	0,67	1,09

Dans cette expérience, qui a été exécutée avec beaucoup de soin sur des meules composées d'un mélange à proportions égales de pin et de sapin, le rendement en charbon a été considérable; il s'est élevé aux 75 cen-

(1) Dans la carbonisation en meules verticales, souvent les couches périphériques ne sont qu'à demi carbonisées à leur partie inférieure, jusqu'à 50 ou même 60 centimètres au-dessus du sol; d'ailleurs, il est difficile d'obtenir de bons produits, lorsque l'on carbonise une seconde fois ces fumerons : il est préférable de les faire passer au haut fourneau, en mélange avec d'autres charbons.

tièmes du volume de la meule horizontale et aux 76 centièmes du volume de la meule verticale; il a été de 111 p. 100 du volume du bois massif dans le premier cas (1), et de 109 dans le second. Ces rendements peuvent être envisagés comme des maxima, que l'on ne peut espérer de dépasser ni même d'atteindre en grand : ainsi, dans la pratique ordinaire, le rendement général est de 60 à 65 p. 100. On comprend, d'ailleurs, que le volume du charbon, mesuré au tonneau, puisse, à raison des vides, excéder le volume du bois massif : les vides forment ordinaireement 53 à 54 p. 100 du volume total.

D'un assez grand nombre d'expériences exécutées en Suède, il résulte que le rendement en charbon comparé

	POUR LES MEULES			
	à bois couché.	Moyenne.	à bois debout.	Moyenne.
1° Au volume du bois massif, varie......	de 0,95 à 1,15	1,05	de 0,89 à 1,12	1,01
2° Au volume du bois en meule, varie......	de 0,60 à 0,75	0,65	de 0,52 à 0,67	0,59

Ainsi, sous le rapport du rendement, il y a, en faveur des meules à bois couché (2), un avantage qui varie de 2 à 10 p. 100, et qui paraît tenir principalement à ce que les rondins sont superposés régulièrement, de manière à laisser entre eux peu de vides, et ne sont pas exposés à des tassements inégaux, à des affaissements

(1) Le volume du bois massif a été déterminé d'après les dimensions de chaque pièce de bois; comme elles formaient des cônes tronqués assez réguliers, il suffisait de mesurer la longueur et les diamètres des deux bases.

(2) De même que dans les autres pays de l'Europe, on a essayé en Suède d'effectuer la carbonisation en vases clos, ou dans des fourneaux; mais ce procédé ne paraît guère susceptible de fournir le charbon nécessaire à l'alimentation des

irréguliers, comme il s'en produit quand ils sont dressés les uns contre les autres. Ainsi, dans l'expérience dont les résultats figurent dans le tableau ci-dessus, on voit que le rapport entre le volume des vides et celui de la meule a été de 0,33 seulement dans le premier cas, et de 0,39 dans le second; ce qui donne une différence de plus d'un septième.

Poids du stère de charbon.

Quant au poids du stère de charbon, il est de 140 à 160 kilogrammes, s'il provient de pin sylvestre, soit 150 en moyenne; si c'est du charbon de sapin, il varie de 125 à 150 kilogrammes, ce qui donne 137 kilogrammes pour moyenne; ainsi le poids du stère est pour cette dernière essence plus faible d'environ 10 p. 100 : on sait, en effet, que la densité du charbon de sapin est inférieure de 8 à 10 p. 100 à celle du charbon de pin. Si l'on admet 143 kilogrammes pour le poids moyen du stère de charbon, comme un stère de bois (mélange de pin et de sapin) pèse de 300 à 380 kilogrammes, soit 340 kilogrammes, et ne produit pas, en général, moins de 6 décistères de charbon, dont le poids est de 84 kilogrammes, on voit que le rendement de la carbonisation, mesuré au poids, est de 24 à 25 p. 100. Il est, en effet, presque toujours compris entre 20 et 28 p. 100 du poids du bois.

Rendement en poids de la carbonisation.

Ces résultats sont notablement supérieurs à ceux que l'on obtient communément en France. La cause de cette

usines à fer, et l'augmentation de frais qu'entraîne le transport du bois au fourneau de carbonisation est hors de proportion avec les avantages que pourrait produire l'extraction de l'acide pyroligneux, du goudron et autres produits de la distillation. Il paraît même qu'au point de vue de l'industrie sidérurgique, la carbonisation en vase clos n'offrirait pas d'intérêt; car, dans les essais qui ont été exécutés en Suède, le rendement en charbon n'était pas supérieur à celui que l'on obtient dans la carbonisation en meules horizontales.

inégalité ne tient peut-être pas seulement à la différence qui a lieu dans le mode de carbonisation, mais elle provient peut-être en partie de ce que les bois que l'on carbonise en Suède ont atteint un plus haut degré de dessiccation.

Augmentation de poids du charbon exposé à l'humidité.

On sait que, dans les circonstances ordinaires, le charbon de bois n'absorbe guère que 10 à 12 p. 100 de son poids d'humidité; cependant, d'après ce que l'on m'a assuré en Suède, si l'on pèse du charbon à la sortie de la faulde, et si l'on en fait une nouvelle pesée après deux ou trois mois d'exposition à l'humidité, la quantité d'eau et de gaz qu'il a absorbée en augmente le poids jusqu'à 60 et 65 p. 100, et l'on ne parvient à en chasser qu'une petite partie, en maintenant ce charbon pendant quarante-huit heures à la température de l'eau bouillante.

Emmagasinage du charbon.

J'ai vu plusieurs usines de la Suède, surtout dans les parties un peu éloignées des côtes, où, au lieu d'enfermer le charbon dans des halles couvertes, on se borne à le déposer dans des cours : là il est exposé à l'eau pluviale et à celle provenant de la fonte de la neige; aussi une grande partie de la masse se convertit en menu. Dans de telles circonstances, il doit absorber une quantité d'eau égale à plus de la moitié de son poids, et l'on comprend combien il doit être désavantageux d'employer un pareil charbon.

Déchets sur le charbon.

En général, le transport des aires de carbonisation aux lieux de dépôt et le séjour d'une année dans des halles couvertes produisent sur le charbon un déchet d'environ un quart, déchet provenant de la portion qui passe à l'état de menu, et qui ne peut guère être employée dans les hauts fourneaux, parce qu'il en résulterait une obstruction qui empêcherait le passage du courant de gaz.

Préparation des minerais de fer.

Nous avons vu dans la première partie de ce travail que le fer oxydulé et le fer oligiste sont les seules espèces de minerai de fer que l'on trouve en roche dans le nord de l'Europe; le minerai hydroxydé ne forme que des dépôts incohérents et superficiels, dans des prairies marécageuses, ou au fond de certains lacs; et il n'y a qu'un petit nombre d'usines, situées pour la plupart en Finlande, où l'on utilise cette sorte de minerai; nous en reparlerons plus loin. Minerais de fer existant en Scandinavie.

Partout, en Scandinavie, l'oxyde magnétique et l'oligiste sont soumis à un grillage avant de passer au haut fourneau; cette opération préliminaire est regardée, sinon comme absolument indispensable, du moins comme étant d'une très-grande utilité, et le peu de frais qu'elle entraîne est amplement compensé par l'amélioration qui en résulte dans la marche du haut fourneau et dans la qualité des produits. Lorsque l'on veut fondre des minerais de fer oxydulé sans grillage, leur réduction est difficile; ils descendent en bouillonnant devant la tuyère, leur rendement est moindre, et il y a une plus forte consommation de charbon. Grillage des minerais de fer oxydulé et oligiste.

Un des premiers effets du grillage est de désagréger le minerai, et d'en modifier la texture, qui est toujours cristalline et très-serrée; on complète ce résultat en écrasant ensuite le minerai. Le grillage serait moins utile, s'il s'agissait de minerais hydratés, même à l'état compacte; car l'expulsion de l'eau, qui a lieu avant que le minerai soit descendu au ventre du haut fourneau, y produit des pores ou vacuoles que vient remplir l'oxyde de carbone agissant comme réducteur. Ce qui montre, d'ailleurs, que le grillage universellement appliqué aux minerais en roche dans le nord de l'Europe ne doit pas Désagrégation du minerai produite par le grillage.

être attribué à la routine, c'est que l'on ne grille pas ordinairement les minerais de marais, qui sont des hydroxydes; on se borne à les dessécher, soit au soleil, soit à la flamme du gueulard.

Peroxydation de fer produite par le grillage.

Outre la désagrégation, les minerais magnétiques éprouvent, par le grillage, un autre effet qui est très-bien apprécié en Suède et qui tient à la peroxydation du fer : l'oxydule constitue une combinaison saline ($Feo + Fe^2o^3$) qui est plus difficile à réduire que le peroxyde; et, en outre, le protoxyde Feo a plus de tendance que le peroxyde à s'unir à la silice pour former du laitier. Aussi, c'est surtout pour le fer oxydulé que le grillage est presque nécessaire; il y a beaucoup moins de danger à fondre le fer oligiste cru; et quelquefois, en effet, on se dispense de lui faire subir une calcination préalable.

Élimination du soufre.

Enfin, il est à noter que la pyrite de fer est beaucoup plus fréquente dans les minerais de la Suède qu'on ne le croit généralement; il y a bien des exploitations, même dans le groupe si renommé de Danemora, où presque tous les fragments en renferment; et comme le triage ne peut en isoler qu'une petite partie, il importe de remédier à ce défaut, en éliminant le soufre, autant que possible par un grillage (1) aidé de l'exposition à l'eau pluviale. Néanmoins, il faut se garder de croire qu'on parvienne à faire disparaître en totalité cet élément regardé comme si préjudiciable, et qui est en effet très-nuisible, lorsqu'il existe en certaine quantité dans le fer. Il en reste toujours un peu dans les minerais, et par suite la fonte et le fer ne peuvent en

(1) Lorsque le minerai est à gangue calcaire, le soufre de la pyrite tend à former dans le grillage du sulfate de chaux, mais il est rare que la pyrite se trouve englobée au milieu même du carbonate calcaire.

être complétement dépourvus; mais quand la proportion est au-dessous d'un millième, il ne détériore pas notablement la qualité de ses produits, et il est beaucoup moins nuisible que le phosphore; il y a même des personnes en Suède qui regardent la présence d'une petite quantité de soufre dans les fontes de moulage comme contribuant à leur ténacité, du moins quand il s'agit de fontes pour le moulage des bouches à feu.

Deux modes de grillage du minerai de fer.

Le grillage des minerais s'effectue de deux manières différentes, en cases ou dans des fourneaux; le premier mode est encore assez répandu en Norwége : à l'usine de Nœs, près d'Arendal, les cases sont cylindriques et construites avec du laitier moulé en briques; elles ont 4 mètres de diamètre et 2 mètres de hauteur; on y dispose le minerai et le charbon par couches alternatives, au-dessus d'un premier lit formé de bois.

Grillage en cases.

En Suède, on grillait jadis le minerai en tas, dans des cavités que l'on creusait dans le sol, et dont les parois étaient muraillées. Plus tard, on a employé des cases construites en laitier ou en pierres de granite. Une des faces est à demi ouverte, et la face opposée présente des trous pour faciliter le tirage. Ces cases ont 5 à 6 mètres de largeur, 10 à 12 de longueur, et 2 de hauteur. Au fond on forme une assise composée de trois ou quatre couches de bois résineux, et au-dessus on dispose le minerai en fragments de la grosseur du poing, par couches alternant avec des lits de charbon, jusqu'à 1 mètre de hauteur au-dessus de la case. Dans ce grillage, qui a lieu sur environ 1500 quintaux métriques, et qui dure une vingtaine de jours, on consomme par 100 quintaux métriques de minerai environ 2 stères de bois et 4 à 5 stères de menu charbon. Mais il est difficile de régler l'opération et d'obtenir des résultats uniformes : certaines parties du tas et

principalement la zone médiane sont trop fortement grillées, tandis que les autres portions ne le sont pas assez.

Grillage du minerai de fer dans des fours coulants.

Ce système est aujourd'hui généralement abandonné : à la suite d'essais exécutés pour le compte de la société des maîtres de forges, et d'après les indications de M. Sefström, on a adopté le grillage dans des fourneaux ; il donne des produits plus homogènes, et il est susceptible d'une plus grande régularité.

Sur la plupart des usines que j'ai visitées en Suède, j'ai vu employer le grillage dans des fourneaux analogues à des fours à chaux, mais remplissant le rôle de fours coulants, ou à grillage continu, sans que toutefois il soit nécessaire de mélanger le combustible avec le minerai. J'ai dessiné sur les lieux quelques-uns de ces fours : celui que l'on emploie à la fonderie de canons de Stafsjö est représenté par les *fig.* 3, 4, 5 et 6, Pl. VIII. Il est prismatique ; son élévation est de 4 mètres au-dessus du sol, mais de $3^m,30$ seulement au-dessus des orifices de déchargement, qui ont $0^m,60$ de largeur et de hauteur. Il y en a deux de chaque côté, et ils sont revêtus de plaques de fonte. La cuve est à section rectangulaire et a 2 mètres de longueur dans le sens parallèle au foyer et aux faces où se trouvent les ouvertures de déchargement ; dans le sens perpendiculaire la largeur est de $1^m,30$.

Fourneau de grillage de Stafsjö.

Dispositions permettant de chauffer les fours de grillage avec du bois.

Cependant, il y a des fours de grillage où la section de la cuve est carrée, ou elliptique, ou circulaire. Tous ces fours sont disposés de manière qu'on y brûle du bois : pour cela, il y a, à la partie inférieure, un ou plusieurs foyers, sans ou avec cendrier ; ils sont séparés de la cuve par une plaque de fonte épaisse de 5 centimètres et offrant des ouvertures, qui livrent passage à la flamme, mais qui, vu la grosseur des frag-

ments de minerai, ne leur permettent pas de s'introduire dans le foyer. C'est principalement par la disposition de cet appareil en forme de grille que diffèrent les fourneaux de calcination usités en Suède. Dans le four de Stafsjö, représenté par les figures 3 à 6, la plaque de fonte a la forme d'un biseau ou du faîte d'un toit; elle s'étend sur toute la longueur de la cuve, et ses côtés inclinés d'environ 45° dirigent les fragments de minerai vers les orifices de déchargement; sur chacune des faces de cette plaque, on a ménagé huit ouvertures, qui sont rectangulaires; elles ont 6 centimètres de largeur et 30 de longueur dans le sens de la pente.

Fourneau de grillage d'Aker.

Dans le fourneau de grillage qui est employé à la fonderie de canons d'Aker, et dont la coupe verticale est représentée par la figure 7, la disposition présente quelque différence : il y a ici un cendrier; et le foyer est formé par une sorte de conduit rectangulaire en fonte, ayant 40 centimètres de largeur sur 30 de hauteur; la base, qui recouvre le cendrier, forme grille et porte trois barres de fer longitudinales. Le foyer et le cendrier ne communiquent avec le dehors que par un bout, et les ouvertures peuvent être fermées par des portes. Le bois que l'on charge sur le foyer est coupé en bûchettes ayant 1^{m},20 de longueur sur 20 centimètres de largeur. La flamme pénètre dans le fourneau par des ouvertures carrées, ménagées sur les faces verticales, et ayant 15 centimètres de côté. Au-dessus du foyer est une sorte de chapeau de fonte, de 1 mètre de largeur et 36 centimètres de hauteur, en forme de prisme triangulaire, sur les pentes duquel glisse le minerai vers les orifices. La cuve du fourneau est à section carrée, ayant au bas 2 mètres de côté; mais, vers le haut, elle se rétrécit, et présente alors la forme d'une pyramide, de façon que l'ouverture du gueulard

a 1m,35 de largeur. Cette disposition est plus favorable à la concentration de la chaleur que celle offerte par le fourneau prismatique de Stafsjö.

Disposition employée à Finspång.

Je mentionnerai encore la disposition employée à l'usine de Finspång, et qui est un peu plus simple : ici le fourneau de grillage est cylindrique ; et, au lieu d'un foyer unique, situé dans la partie médiane, il y en a trois, sans cendrier, pratiqués dans le pourtour de la maçonnerie, et séparés de la cuve par des plaques de fonte évidées à jour, et disposées verticalement ; ces foyers sont à 1m,50 au-dessus du sol ; et c'est à un niveau plus bas de 0m,60 que sont les ouvertures de déchargement, vers lesquelles le minerai est dirigé par un massif de maçonnerie conique, comme il y en a dans les fours à chaux coulants (1).

Addition habituelle de menu charbon.

Dans la majeure partie des usines, avec le minerai on charge dans ces fours de grillage une certaine quantité de menu charbon de bois, qui, en raison de son degré de ténuité, ne pourrait guère servir à d'autres usages ; mais cette addition ne se fait pas partout, et il semble que, quand le minerai est notablement pyriteux, il vaudrait mieux ne pas ajouter de charbon, ou du moins n'en ajouter qu'une petite quantité ; car ainsi on tend à affaiblir la propriété oxydante de la flamme que forme la combustion du bois ; or on sait que la chaleur seule ne peut expulser qu'une partie du soufre de la pyrite ; tandis que, avec l'aide de l'oxygène, on change le soufre en acide sulfureux, qui se volatilise

(1) Les fours de grillage de la Suède pourraient fort bien être employés comme fours coulants pour la cuisson de la chaux au bois ; et c'est une chose étrange que, presque partout en France, les fours à chaux au bois soient intermittents, quoiqu'ils donnent lieu à une consommation de combustible beaucoup plus considérable.

immédiatement, ou en sulfate de fer qui ne résiste pas à l'action de la chaleur. Il faut, d'ailleurs, que la flamme soit accompagnée d'oxygène pour changer l'oxydule de fer en peroxyde; et, en effet, le minerai qui sort du fourneau de grillage présente une rubéfaction plus ou moins prononcée.

Dans ces fourneaux on grille en vingt-quatre heures une quantité de minerai qui varie, suivant les dimensions de l'appareil, et suivant la durée de la torréfaction que l'on veut produire, de 100 à 200 quintaux métriques. Les renseignements que l'on m'a donnés sur les consommations présentent des différences assez considérables, circonstance facile à concevoir, car le degré de chaleur que l'on développe dans ces appareils est très-inégal, et l'effet à obtenir ne se manifeste pas par des caractères très-saillants. Ainsi, pour griller 100 quintaux métriques de minerai, on consomme de 3 à 5 et 6 stères de bois; et quand on ajoute du charbon au minerai, on en brûle une quantité variable de 2 à 6 stères. En moyenne, on peut admettre pour 100 quintaux métriques une consommation de 3 stères — Résultats économiques du grillage.

de bois à 1f,50.	4f,50
Plus 3 stères de menu charbon à 1f,25. . .	3f,75
Total(1). . . .	8f,25

Quant à la main-d'œuvre, il y a en général six ou-

(1) Le charbon de bois est estimé ici beaucoup au-dessous de la valeur du bon charbon, attendu qu'on ne brûle que du menu, dont il serait difficile de trouver un autre emploi.

A la rigueur, on pourrait se dispenser de brûler du bois ou du charbon pour opérer le grillage des minerais; ainsi à l'usine de Hassel, en Norwége, cette opération s'exécute au moyen des gaz du haut fourneau, que l'on puise à 2m,50 environ au-dessous du gueulard et que l'on amène dans la chambre du fourneau de grillage, où on les brûle au moyen de jets d'air qui viennent s'y mélanger.

vriers pour le service d'un fourneau de grillage, moitié de jour, moitié de nuit, ou bien deux à la fois seulement, et se relevant alors par poste de 8 heures; à 1 franc par jour, cela fait 6 francs. Or, en vingt-quatre heures, on passe rarement moins de 125 quintaux métriques de minerai; il y a donc 4f,80 de main-d'œuvre, et alors l'ensemble des frais de grillage s'élève à 13 francs pour 100 quintaux métriques de minerai dont la valeur, sur les usines, est presque toujours d'au moins 130 francs. Ainsi l'augmentation que subit, par suite de cette opération, le prix du minerai est d'environ 10 p. 100; mais elle est bien compensée par l'heureuse influence du grillage sur la marche du haut fourneau et sur la qualité des produits que l'on y obtient.

Effets du grillage.

Le minerai que l'on charge au gueulard du fourneau de grillage est habituellement en assez gros fragments, qui ont 8 à 10 centimètres de largeur sur 12 de longueur. L'action du feu ne les délite pas, mais seulement les fendille et les rend fragiles. Leur couleur, qui était noire, ou d'un gris bleuâtre foncé, est devenue rouge à la surface et sur les parois des petites fissures; mais il y a des parties situées à l'intérieur des fragments, qui n'ont pas été atteintes par les fentes, et où l'oxydation n'a pu pénétrer; celles-là n'ont point subi de changement chimique. Lorsqu'il s'y trouvait de la pyrite, elle est encore facilement reconnaissable après grillage, et a seulement perdu un peu de soufre, tandis que les parties pyriteuses situées à la surface des fragments, ou sur les parois des fissures que la chaleur a fait naître, ces parties, qui ont été atteintes par le courant d'air oxydant, sont changées en peroxyde de fer.

Fréquente diminution de poids du minerai dans le grillage.

Néanmoins beaucoup de minerais éprouvent dans le grillage une diminution de poids très-sensible; elle est de plus de 10 p. 100 pour certains minerais à gangue

calcaire, comme celui de Danemora, et parfois même elle s'élève à 15 p. 100. Ces minerais abandonnent une grande partie de l'acide carbonique, qui était combiné avec la chaux, la magnésie, ou avec des protoxydes de fer et de manganèse; cette perte ne peut être compensée par la petite quantité d'oxygène qui change le fer oxydulé en peroxyde. En outre, il y a parfois un peu d'eau associée à quelques-unes des gangues silicatées du minerai, surtout quand elles sont en voie d'altération. Quant aux pyrites, le soufre ou l'arsenic qu'elles abandonnent, en se décomposant, est en partie remplacé par de l'oxygène, mais sans qu'il y ait compensation de poids.

Quelquefois commencement de fusion produite par le grillage.

Dans le grillage, le minerai se trouve porté à la température rouge; quelquefois il est fritté; il éprouve un commencement de fusion, et prend un aspect scoriacé; mais cela n'a lieu ordinairement que pour des minerais facilement fusibles, surtout pour ceux renfermant une gangue calcaire. Mais il est très-mauvais d'élever la chaleur jusqu'à la scorification du minerai; le fer entre alors dans des combinaisons silicatées, dont ensuite il est difficile de l'isoler dans le haut fourneau. On est ainsi forcé de consommer plus de charbon; on a une allure peu régulière, une fonte très-blanche, et l'on est exposé à voir se former des loups.

Règles concernant le degré de torréfaction.

C'est une des difficultés du grillage de savoir apprécier le degré de torréfaction qui convient le mieux, suivant la nature du minerai, et suivant les produits qu'on veut obtenir. Voici quelles sont, à cet égard, les règles les plus conformes à l'expérience, en même temps qu'à la théorie: la calcination doit être poussée d'autant plus loin que le minerai est plus compacte, plus cohérent, plus riche et plus quartzeux; il faut griller moins fortement les minerais friables, facilement fusibles, ou

à gangue calcaire. On pense généralement que les minerais sulfureux, donnant du fer rouverin, doivent être plus fortement chauffés; il faut néanmoins éviter de les scorifier, car alors le soufre y resterait emprisonné et l'on obtiendrait un effet contraire à celui que l'on cherche.

Parfois double grillage.

Quelquefois, en Suède, on soumet les minerais très-sulfureux à deux grillages : après le premier grillage, qui est faible, et qui les a fissurés, on les laisse exposés un an ou plus à l'humidité ; souvent même on les arrose pour que l'eau entraîne le sulfate de fer qui s'est formé; ensuite on exécute le deuxième grillage, qui achève d'expulser le soufre. On parvient ainsi à éliminer la plus grande partie de cet élément nuisible ; c'est pourquoi on a laissé tomber en désuétude les anciennes prescriptions, par lesquelles il était interdit aux maîtres de forge d'employer certains minerais, comme donnant du fer rouverin.

Grillage poussé plus loin pour les minerais destinés à produire de la fonte d'affinage.

D'ailleurs, on regarde en Suède les minerais dont on veut extraire de la fonte en gueuses comme devant être plus fortement grillés que ceux qui sont destinés à produire des mouleries; peut-être, parce que les premiers, devant être plus complétement dépouillés des sulfures qui s'y trouvent, ont besoin d'être soumis à une chaleur plus élevée; et, pour eux, les inconvénients qui résulteraient d'un commencement de scorification seraient beaucoup moindres. C'est à cause de cela que, dans certaines usines, on soumet à un triage les fragments de minerai qui viennent d'être grillés; ceux qui ont subi la plus forte calcination sont mis à part, et réservés pour la fabrication de la fonte d'affinage.

Grillage suivi d'un cassage.

Après le grillage, le minerai subit encore une nouvelle opération, avant d'être chargé dans les hauts fourneaux; en général, on le réduit en petits fragments;

ce cassage est souvent exécuté par de jeunes garçons, ou des femmes, qui brisent le minerai avec un marteau ou une masse, et rejettent les parties pauvres.

Pour diminuer les frais de main-d'œuvre, on a, sur quelques usines, remplacé le cassage à la main par un bocardage analogue à celui auquel on soumet les minerais de cuivre, de plomb, etc.; mais on a reconnu l'inconvénient de charger dans les hauts fourneaux du minerai pulvérisé et imprégné d'eau; il en résultait de fréquents dérangements dans leur allure; aussi l'on a cherché à modifier ce système (1). Minerai quelquefois bocardé.

A Finspång on emploie un marteau qui frappe sur une épaisse plaque de fonte, occupant le fond d'une trémie grillée, dont les parois sont très-évasées (Voir la figure 8), et sont formées par des barres de fer à section carrée, ayant 2 centimètres de côté et séparées les unes des autres par des intervalles de 2 centimètres, Marteau employé à Finspång.

(1) Pendant quelque temps, on a bocardé et lavé le minerai de Taberg, en Smålande, qui n'est autre chose qu'une roche dioritique, dans laquelle se trouve disséminé du fer oxydulé; ce minerai, qui est le plus pauvre de la Suède, ne renferme que 25 à 30 p. 100 de fer; par lavage on en élevait la teneur à 43 p. 100. Toutefois, la difficulté de maintenir en bonne allure les hauts fourneaux où l'on chargeait ces schlichs a fait renoncer à l'opération, bien qu'elle fût avantageuse; mais je présume qu'on y sera revenu.

A l'usine de Hassel, près Drammen, en Norwége, j'ai vu laver le minerai que l'on exploite près de cet établissement, et qui consiste en fer oligiste micacé, répandu au milieu d'une roche de gneiss. Une portion assez considérable de la masse ne renferme pas plus de 25 p. 100 de fer, et est enrichie par lavage : un bocard à six pilons en broie 2 à 3 mètres cubes par vingt-quatre heures. Les sables qui en proviennent sont lavés sur une table dormante, ayant 1m.60 de largeur et 3m,20 de longueur; on en sépare environ 60 p. 100 de parties stériles, et la teneur est élevée à 55 p. 100. Deux ouvriers suffisent à cette préparation mécanique, dont la dépense est d'environ 3 francs par 1000 kilogrammes de schlichs obtenus.

de sorte que les fragments qui ont moins de 2 centimètres d'épaisseur peuvent passer à travers les barreaux de la grille, tandis que les autres retombent par leur poids au fond de la trémie. La plaque de fonte qui forme enclume est fixée dans un support en bois; elle est carrée et a 14 centimètres de côté, de même que le marteau, dont la disposition est analogue à celle d'un martinet de forge, et qui est mû par l'arbre d'une roue hydraulique. Ce mode de cassage est très-expéditif; le marteau frappe soixante coups par minute, et en une heure il écrase de 7 à 8 hectolitres de minerai (15 à 16 quintaux métriques); un ouvrier est constamment occupé à en charger sur la trémie. Toutefois il y a encore, mais à un degré moindre que dans le bocardage ordinaire, l'inconvénient de la production de menu; l'écartement des barreaux de la grille me paraît un peu petit: je crois qu'il devrait être porté à 2 1/2 ou 3 centimètres.

Cylindres employés à Stafsjö. Néanmoins, je regarde comme préférable l'appareil à cylindres dont on se sert à la fonderie de Stafsjö pour le cassage du minerai grillé, et du marbre qui est employé comme castine. Il y a deux paires de cylindres, installées l'une au-dessus de l'autre; leur diamètre est de 60 centimètres et leur longueur de 30. L'écartement des deux cylindres est de 3 centimètres pour la paire supérieure, et de 16 à 18 millimètres pour la paire inférieure; ainsi le minerai qui a passé entre les cylindres supérieurs tombe entre les inférieurs, qui en réduisent l'épaisseur à 1 1/2 centimètre. La quantité de minerai qui est broyée en une heure par cet appareil est de 18 à 20 hectolitres (35 à 40 quintaux métriques); la pierre calcaire est un peu plus tenace que le minerai grillé: on ne peut en écraser que 16 à 17 hectolitres (22 à 25 quintaux métriques).

Les minerais de la Suède ont, en général, une gangue quartzeuse ou silicatée; beaucoup sont accompagnés de silicates calcifères, d'amphibole, de grenats, de pyroxène (ainsi les minerais d'Arendal); d'autres, comme les minerais de Danemora, contiennent du carbonate de chaux en assez grande quantité pour former avec les silicates des composés fusibles; en Suède, on appelle ces minerais *Sielfgäende*, *fondants par eux-mêmes*, sans addition, et ils fournissent, en général, du fer d'excellente qualité.

Minerais fondant par eux-mêmes.

Mais il est assez rare que les gangues se trouvent associées précisément dans les rapports convenables pour engendrer des laitiers facilement fusibles; et, comme la gangue des minerais est plutôt siliceuse que calcaire, le fondant que l'on ajoute presque partout, en Scandinavie, de même que dans les autres pays de l'Europe, est du carbonate calcaire. Heureusement cette substance est beaucoup plus commune en Suède qu'on ne le supposerait dans un pays presque entièrement composé de roches cristallines. On emploie, soit du calcaire lamelleux subordonné au gneiss, soit du calcaire compacte, qui se trouve abondamment dans presque tous les bassins siluriens de cette contrée. Le premier est beaucoup plus impur; il est habituellement entremêlé de divers minéraux calcifères et magnésifères, d'amphibole, de serpentine, de chondrodite, de spinelle, etc.; ainsi cette pierre calcaire est d'un emploi moins avantageux que si elle était pure. Aux environs d'Arendal, j'ai vu employer, pour faciliter la fusion des minerais de cette localité, qui sont du reste peu réfractaires, des grenats à bases de chaux et d'oxyde de fer, mélangés de spath calcaire; cela forme à la fois un fondant et un minerai pauvre.

Fondants employes en Scandinavie.

Traitement des minerais très-riches.

D'ailleurs, il y a en Suède des minerais dont la richesse surpasse 60 p. 100, le beau minerai de Bispberg, par exemple; ils ne produiraient pas, si on les fondait isolément, assez de laitier pour envelopper la fonte et la préserver de l'oxydation, au moment où elle tombe en gouttelettes au-devant de la tuyère; il faut alors ajouter au lit de fusion un peu de laitier; mais ordinairement cette addition n'est pas nécessaire, car les mines de fer sont tellement nombreuses en Scandinavie, qu'il est toujours facile d'assortir des minerais aussi riches avec d'autres plus pauvres; et, d'ailleurs, on a soin de former des associations convenables sous le rapport des gangues, de façon que les mélanges soient facilement fusibles et n'aient besoin que d'une faible proportion de fondant.

Mode général de transport.

C'est principalement en hiver que s'effectuent les transports des minerais et des charbons (1); pendant quatre mois, de décembre en mars, la terre est couverte d'une épaisse couche de neige, sur laquelle a lieu le traînage à des prix qui varient de 8 à 15 centimes par tonne et par kilomètre. Ce n'est pas seulement le médiocre état des chemins qui rend ce mode de transport plus avantageux que ne serait le roulage; mais, dans un pays montueux, sillonné par de nombreux cours d'eau, et tout parsemé de lacs, comme la Scandinavie, les routes de terre présentent de nombreuses sinuosités, qui allongent considérablement le parcours, tandis qu'en hiver toute la surface du pays est glacée et couverte de neige; on peut se diriger presque en ligne droite. Ainsi les transports par traînage

---

(1) Outre l'économie de frais, il y a encore, pour les charbons, cet avantage que, dans le transport par traîneaux, il se forme moins de menu.

reviennent ordinairement à un prix près de deux fois moins élevé que ceux qui ont lieu en été par charrettes, et l'on n'a recours à ce dernier mode qu'en cas de nécessité. L'hiver est donc, pour le nord de l'Europe, la saison du mouvement et de l'activité; alors renaît l'animation dans les forges et sur les routes : il y a des usines qui, pendant cette époque, emploient 4 à 500 traîneaux à la fois pour leurs approvisionnements.

Transports par eau.

Les lacs et les fleuves offrent aussi de magnifiques voies naturelles; mais on en tire peu de parti pour le transport des matières premières, si ce n'est pour les bois que l'on amène souvent par flottage aux chantiers de carbonisation. D'ailleurs, les fontes et les fers sont fréquemment transportés par eau des parties centrales de la Suède aux ports d'embarquement; alors les frais de navigation à l'intérieur varient, en général, de 2 1/2 à 3 1/2 centimes par tonne.

Utilisation des forêts du nord de la Suède.

Cependant, depuis plusieurs années, pour utiliser les forêts des régions littorales situées au nord du 61° degré de latitude, et où l'on ne connaît pas de mines, on a eu l'excellente idée d'y transporter par mer de très-bons minerais, provenant de gîtes rapprochés de la côte, comme ceux de Danemora, dans l'Uplande, ou de l'île d'Utö, dans la Sudermanie, à quelques myriamètres au sud-est de Stockholm. L'élévation du prix de revient provenant de ces longs transports se trouve compensée par le bas prix des charbons avec lesquels on fond ces minerais, et par la qualité des produits qu'on en obtient.

Généralités sur les usines à fer du nord de l'Europe.

Remarques sur l'établissement et l'approvisionnement des usines.

Maintenant que nous avons exposé les détails concernant le combustible, les minerais et les fondants, occupons-nous des usines où s'opère le traitement métallurgique. En Suède, comme en France, on ne peut

construire d'usine qu'après avoir accompli certaines formalités, et avoir obtenu une permission de l'administration supérieure. On ne peut être autorisé, si l'on ne prouve que l'on a à sa disposition les minerais et le combustible nécessaires pour les approvisionnements de l'établissement projeté : les usines sont permissionnées, soit comme se rattachant à la propriété de mines et d'affouages, soit à raison de traités passés entre le demandeur et des propriétaires de mines et de forêts situées aux environs et non utilisées par d'autres établissements. Ces sortes d'usines sont classées d'une manière spéciale, *comme étant basées sur l'achat de minerais et de charbons;* et, lorsqu'une mine de fer a été affectée à un haut fourneau, l'exploitant ne peut vendre du minerai à d'autres qu'autant que l'approvisionnement dudit haut fourneau est assuré. D'autre part, le maître de forges n'a pas le droit d'exiger du minerai des exploitations qui n'ont pas servi de base à la fondation de son usine. A certaines époques, les propriétaires de mines se réunissent, ils s'entendent sur le prix de leurs minerais, et ils font connaître à l'ingénieur en chef du district les quantités qu'ils peuvent fournir dans le cours de la campagne. Ces derniers comparent leurs propositions avec les besoins signalés par les maîtres de forges, et les quantités de minerai excédantes sont l'objet d'un commerce libre.

Usines exploitées d'une manière intermittente.

Les permissions d'usines ne sont pas susceptibles de déchéance ou de prescription comme les concessions de mines; aussi, beaucoup d'établissements, qui ne pouvaient fournir que des campagnes de deux mois, restent en chômage pendant plusieurs années, et ne se remettent en activité qu'après avoir fait des approvisionnements de minerai et de charbon suffisants pour faire deux ou trois bonnes campagnes. D'ailleurs, il est peu

de maîtres de forges qui possèdent d'assez vastes affouages pour y trouver tout le charbon qui leur est nécessaire ; ils sont obligés d'en acheter une certaine quantité, et, dans ce but, ils passent des traités pour plusieurs années avec les propriétaires et les paysans des environs.

Taxes à payer annuellement par les usines.

Les usines à fer sont assujetties à des taxes onéreuses ; mais, à titre d'encouragement, on en dispense durant quelques années les établissements nouvellement autorisés. Ces taxes pèsent sur la fabrication de la fonte et sur celle du fer forgé ; mais cette dernière est limitée par des règlements administratifs, tandis que l'on n'a pas imposé de restrictions à la production de la fonte. La redevance à payer par les propriétaires de hauts fourneaux varie suivant les usines (1) ; elle est réglée, non d'après la quantité de quintaux produits, mais d'après le nombre de jours de marche ; de sorte que cette contribution est en réalité d'autant moindre que la production journalière est plus considérable ; elle représente, en général, un droit variable de 1/4 à 1/2 p. 100. Pour le fer forgé, au contraire, la taxe est proportionnée à la quantité produite, sans considération de la qualité ou du prix de vente (2) ; il en résulte que

(1) D'après les renseignements qu'on m'a donnés à Finspång, le propriétaire de cette usine, qui est fortement grevée, payait la valeur de 13 lispund ou 110 kilogrammes de fonte par chaque jour de campagne, non compris les huit premiers, après que l'on a commencé à donner le vent ; mais, en 1845, cette taxe beaucoup trop lourde a été réduite d'environ moitié.

(2) La taxe que payent les forges et qui porte le nom de *Hammarskatt* (*taxe du marteau*), peut être acquittée en argent ou en nature ; elle est ordinairement de 1 p. 100 de la valeur estimative ou de la quantité de fer en barres fabriqué, et dont le prix de vente général est fixé chaque année par le collége des mines. Il y a quelques forges privilégiées qui payent une taxe moindre, ou qui sont même exemptes de redevance

la taxe est d'autant moins onéreuse que le fer produit est de meilleure qualité et se vend plus cher. Ainsi ces redevances sont habilement combinées et ont pour base ce principe, savoir : qu'il importe de développer la production de la fonte, mais qu'il faut tâcher d'améliorer plutôt que d'étendre la fabrication du fer forgé. On sait que les neuf dixièmes du fer en barres produit en Suède sont exportés à l'étranger : or, comme ce fer ne peut que difficilement rivaliser pour le bon marché avec les fers à la houille, il est nécessaire que sa bonne qualité le fasse rechercher et en soutienne la réputation.

Institution du comptoir des fers.

Pour assurer ce commerce, les maîtres de forges de la Suède ont depuis longtemps formé une association qui est constituée sur de solides bases, et qui est éminemment utile à l'industrie sidérurgique du pays. Elle est dirigée par une administration puissante et habile, qui porte le nom de Comptoir des fers (*Jern-contoret*), et qui a pour but principal de contrôler les produits et d'en centraliser l'exportation. Les fers sont d'abord envoyés, soit à Stockholm, soit à Göteborg, où il

---

pour une partie de leur fabrication. Au contraire, il y a des forges, comme une partie de celles des environs de Danemora, qui payent en sus un droit particulier, dit *droit de recognition*, lequel est fixe et indépendant de la production ; ainsi les usines d'Österby, de Löfsta, etc., payent une redevance annuelle montant à environ 1.160 francs et représentant une sorte de rente perpétuelle, qui a été stipulée à l'époque où ont été vendues ces usines qui appartenaient jadis à la couronne.

Dans le décret d'autorisation relatif à chaque forge est fixée la quantité de fer en barres qu'elle peut fabriquer annuellement, et c'est sur cette quantité de fer qu'est basée la taxe montant à environ 1 p. 100 du produit brut. D'après une loi récente, les forges peuvent être autorisées à augmenter leur fabrication en se soumettant à certaines prescriptions, et notamment en payant un droit double pour la quantité excédante : il y a quelques établissements qui usent de cette faculté.

existe de vastes entrepôts, dits *Jernvågen*, et où ils sont l'objet d'une vérification : c'est de là qu'on les expédie sur tous les points du globe. Le comptoir des fers ne borne pas là son action : il s'occupe aussi d'opérations de banque; il fait des avances aux maîtres de forges pour qu'ils puissent effectuer en temps utile leurs approvisionnements de minerai et de charbon; il vient en aide à ceux qui se trouvent dans la détresse, et il accorde des indemnités aux établissements qui ont été endommagés par des inondations ou des incendies. En outre, il excite par des encouragements les améliorations ou perfectionnements des procédés industriels; il provoque ou fait exécuter des essais de nouveaux modes de fabrication; il fait analyser des minerais, des scories et des produits métallurgiques. C'est donc une institution éminemment utile, et qui exerce une bienfaisante influence sur la fabrication et le commerce des fers.

Progrès de l'industrie sidérurgique de la Scandinavie.

Cependant, malgré l'appui de cette institution protectrice, et malgré sa bonne organisation, l'industrie sidérurgique de la Suède, de même que celle du reste de l'Europe, n'a pas fait de bien grands progrès sous le rapport du perfectionnement de ses produits. C'est que, comme l'ont remarqué la plupart des métallurgistes, la qualité des fers dépend essentiellement de la nature des minerais; jusqu'à présent, on n'a pu parvenir à produire de bon fer avec des minerais médiocres; et même, lorsqu'un élément nuisible, comme le phosphore, se trouve associé à des minerais qui, d'ailleurs, seraient d'excellente qualité, et j'en citerai pour exemple les minerais de la paroisse de Grangjärde, en Suède, on n'a pas encore pu trouver de moyen pratique pour corriger ce vice naturel, et empêcher les fers d'être cassants. Néanmoins les maîtres de forges

suédois ne sont point restés en arrière ; et des progrès incontestables ont été réalisés depuis le commencement de ce siècle, sinon pour l'amélioration de la qualité des fers provenant de certains minerais, du moins pour l'aménagement des usines et la réduction des frais de fabrication ou du prix de revient. Ainsi, le grillage des minerais s'exécute aujourd'hui avec plus de soin et de méthode ; la force des souffleries a été augmentée, et le vent a été rendu plus égal ; la composition des lits de fusion a été fixée d'une manière plus rationnelle ; la marche des hauts fourneaux a été régularisée, et la production journalière a été accrue, en même temps que la consommation de charbon était notablement diminuée. On a également cherché à perfectionner la fabrication du fer forgé ; mais, dans cette branche de l'industrie sidérurgique, l'action manuelle de l'ouvrier joue un rôle capital ; l'intervention efficace de la théorie est beaucoup plus difficile ; aussi, jusqu'à ce jour, on n'a pu obtenir dans l'amélioration de l'affinage des résultats aussi positifs que dans la fabrication de la fonte.

Hauts fourneaux de la Suède. Les hauts fourneaux de la Suède ne diffèrent pas beaucoup par leur forme de ceux où, en France, l'on fond le minerai de fer avec du charbon de bois, ainsi qu'on peut en juger par les figures 9, 10, 11, 12, 13, 14 et 15, qui représentent les hauts fourneaux des trois grandes fonderies de canons et celui d'Hellefors en Sudermanie. Jadis ces appareils avaient de beaucoup plus petites dimensions ; on ne leur donnait que 5 1/2 à 6 mètres d'élévation ; mais aujourd'hui, sur la plupart des usines, on leur donne 8 à 10 mètres. On a ainsi augmenté la production journalière, en même temps qu'on a un peu diminué la consommation de charbon ; de plus, l'allure est moins variable, la fonte est plus homogène, et les laitiers retiennent moins de fer.

La cuve a ordinairement 5 à 6 mètres de hauteur; on estime qu'elle doit être d'autant plus élevée que le minerai est plus réfractaire et plus difficile à réduire : cette manière de voir me semble rationnelle, car ce sont ces minerais qui ont besoin de subir la plus longue préparation, avant d'arriver aux étalages, où le fer est réduit, et commence à se carburer; où les gangues se préparent à entrer en liquéfaction. D'après ces principes, dans le petit nombre des usines où l'on fond des minerais de lacs et de marais, qui sont des hydroxydes, d'une réduction et d'une fusion assez faciles, on ne donne pas à la cuve une aussi grande élévation. Hauteur de la cuve.

La forme conique, à section circulaire, est aujourd'hui regardée, et avec raison, comme la plus convenable; elle présente, d'ailleurs, l'avantage de la facilité de construction, en permettant l'emploi d'un patron en bois, que l'on fait tourner autour de l'axe vertical de la cuve. On admet aussi en Suède que les diverses parties du fourneau, dans le sens de la hauteur, doivent se raccorder, sans offrir d'arête vive, ni de brusque changement de courbure, ce qui me paraît tout à fait rationnel, car les variations de courbure du haut fourneau doivent être appropriées aux changements qui ont lieu dans la composition chimique du lit de fusion et qui se produisent d'une manière lente et graduelle. D'après ces principes, le vide intérieur tend à se rapprocher de la forme cylindrique (1); les arêtes des deux cônes suc- Règles générales dans la construction des hauts fourneaux.

(1) On admet en Suède, et cette opinion paraît assez juste, que le vide intérieur d'un haut fourneau doit se rapprocher d'autant plus de la forme cylindrique, c'est-à-dire présenter des différences entre les largeurs du gueulard, du ventre et de l'ouvrage d'autant plus faibles que le minerai est plus facile à fondre, à réduire et est de meilleure qualité. Par suite du rétrécissement de plus en plus grand que présente, à partir du ventre,

cessifs et surtout de la cuve s'écartent peu de la verticale, ce qui rend la descente des charges plus régulière; et, comme il ne reste pas de vide entre la maçonnerie et la colonne de matières, les chutes de minerai sont plus rares. Ainsi le diamètre du ventre ne surpasse ordinairement que de 60 à 90 centimètres la largeur au gueulard, qui est de $1^{m},30$ à $1^{m},60$. Les étalages sont aussi habituellement très-inclinés; et, comme ils se relient d'une manière insensible avec l'ouvrage, leur hauteur verticale est assez considérable, de 2 à 3 mètres, tandis que l'ouvrage n'a que 50 à 60 centimètres.

Creuset des hauts fourneaux.

Quant au creuset, sa forme est, comme d'habitude, à peu près rectangulaire, et ses dimensions n'ont qu'une importance secondaire; seulement elles doivent être telles que la fonte produite en douze heures puisse y

---

la section des hauts fourneaux, la colonne de matières doit se resserrer en longeant les étalages; il en résulte des rapprochements et des contacts plus multipliés, qui facilitent les réactions et favorisent la fusion des gangues et la carburation du métal. Aussi quelques métallurgistes regardent les étalages comme devant offrir une forme d'autant plus évasée que le minerai est plus difficile à fondre et à réduire; mais c'est par une exagération de ces principes qu'en Allemagne on a donné aux étalages de certains hauts fourneaux une disposition presque plate (voir l'atlas de Héron de Villefosse, planche 59 de la 2ᵉ édition). Le but que l'on se propose est alors manqué, car peu de temps après que le haut fourneau a été mis en feu, le profil du vide intérieur se modifie promptement et se rapproche de la forme cylindrique, par l'érosion de la saillie existant à la jonction des étalages et de l'ouvrage, et par le comblement de la concavité ventrale au moyen d'une masse scoriacée.

Lorsque la partie culminante de l'ouvrage présente une arête vive, elle est bientôt dégradée par les frottements, ainsi que par les actions calorifiques et chimiques : un raccordement arrondi, ou sous un angle très-obtus, est donc préférable. Du reste, la forme que l'on donne généralement en Suède aux hauts fourneaux (*fig.* 9 à 15, Pl. VIII) me paraît parfaitement d'accord avec la théorie comme avec l'expérience.

être contenue. Mais, dans les fonderies de canons, le creuset doit être encore plus vaste, et avoir une capacité telle que la coulée ayant lieu, au même moment, pour deux hauts fourneaux, fournisse la fonte nécessaire au moulage des plus grosses pièces. D'ailleurs le fond du creuset est tout à fait horizontal; quelquefois on l'incline très-légèrement vers l'arrière, de crainte que, après la coulée de la fonte, les pièces du fond ne se trouvent à découvert, et ne soient ainsi disposées à se refroidir.

Tuyère.

En Suède on n'a généralement qu'une seule tuyère, dont l'œil est tantôt rond ou ovale, tantôt semi-circulaire; elle est ordinairement en fer, ou en fonte et à circulation d'eau; quelquefois on emploie des tuyères en terre, dont on peut à volonté modifier les dimensions. Quand on fabrique de la fonte d'affinage, on met la tuyère à 25 ou 40 centimètres au-dessus du fond du creuset; mais on la place à 50 ou 60 centimètres quand on veut faire des mouleries. Elle doit être élevée de quelques centimètres au-dessus du bord supérieur de la dame, sur lequel le laitier coule ordinairement de lui-même, sans qu'on ait besoin de l'arracher : opération qui exposerait le bain de fonte à se refroidir, en le mettant à découvert, et qui aurait, en outre, le désavantage de faire perdre les grenailles qui sont entraînées par le laitier. Souvent on donne à la tuyère une inclinaison de quelques degrés, qui paraît utile pour produire un commencement de décarburation, et en même temps scorifier les principes impurs, tels que le phosphore, l'arsenic, le soufre, le silicium et les métaux terreux qui, étant moins denses que le fer, tendent à se concentrer à la surface.

Les matériaux employés à la construction des hauts fourneaux varient suivant les localités : c'est ordinaire-

ment du granite qui sert à la confection du massif extérieur. Les pierres d'ouvrage, qui doivent supporter la température la plus élevée, sont, en général, extraites d'une formation de grès quartzeux faisant partie du terrain silurien inférieur, dans le centre et le midi de la Suède; les principales carrières sont situées dans la Néricie (1), près de l'extrémité occidentale du lac Hjelmar.

Matériaux dont sont formés le creuset et l'ouvrage des hauts fourneaux.

On paye environ 300 francs, sur les carrières, les pierres nécessaires à la construction de l'ouvrage et du creuset (2) que l'on établit dans un vide cylindrique de la maçonnerie; la taille coûte une cinquantaine de francs, et tel est aussi le prix du transport pour les usines situées à quelques lieues du Hjelmar, ou des autres lacs qui sont en communication avec lui. La dame et la pierre de tympe sont changées à chaque campagne de neuf à dix mois; mais les autres pierres peuvent quelquefois servir pendant deux campagnes.

Pierres servant à la construction des étalages.

On emploie la même roche de grès à la construction des étalages; les pierres sont taillées en forme de pyramide tronquée, légèrement concave au petit bout, qui

(1) Ce grès, qui fournit à la plupart des usines de la Suède de très-bonnes pierres pour la construction du creuset et de l'ouvrage des hauts fourneaux, présente une texture assez remarquable : il se compose de grains de quartz hyalin, demi-transparents, grossièrement arrondis, ayant un diamètre de 2 à 8 dixièmes de millimètre, et entourés d'un agrégat de granules quartzeux excessivement fins, d'un aspect blanchâtre et presque opaques, offrant, quand on ne les regarde qu'à l'œil nu, l'apparence de granules feldspathiques décomposés; mais il y a peu de parties kaoliniques. Le grès des salles, qui est universellement employé comme pierre d'ouvrage, en Bretagne, offre une texture grenue analogue, et il appartient aussi au système silurien inférieur.

(2) Dans quelques usines de la Wermlandie on emploie à la confection du creuset de la pierre calcaire compacte du terrain silurien.

a 24 centimètres de largeur, sur 12 de hauteur; l'axe de la pyramide a 35 à 40 centimètres de longueur, et la largeur au grand bout est de 30 centimètres. Chacune de ces pièces coûte 0f,45 sur les carrières, et elles ont, en général, une valeur double quand elles arrivent aux usines.

Chemise de la cuve.

Pour la chemise de la cuve, on se sert de briques réfractaires de Höganäs, en Scanie, ou de briques anglaises. On emploie aussi du grès silurien, lorsqu'il en existe à proximité. Parfois on se sert d'un micaschiste plus ou moins quartzeux, ou de schiste talqueux; et dans quelques usines où l'on traite des minerais facilement fusibles, on construit la cuve avec du laitier moulé en briques (1), sauf la partie supérieure qui se

(1) La confection des briques au moyen du laitier a lieu dans une grande partie des usines de la Suède et de la Norwége; non-seulement on s'en sert dans la construction des hauts fourneaux, des halles à charbon et autres bâtiments d'usines, mais souvent encore on en vend aux habitants des alentours: les murs qui en sont composés ont l'avantage d'être bien secs. Le moulage des laitiers est peu usité en France; il réussit rarement bien, ce qui paraît tenir, en général, à ce qu'on n'opère pas d'une manière convenable. Les laitiers ne sont pas tous propres à cet usage; ils doivent être suffisamment fluides, et être moulés à la sortie du haut fourneau; il faut qu'ils aient de la cohésion et de la compacité. On regarde comme les meilleurs ceux qui ont l'aspect de la porcelaine; les laitiers vitreux sont trop fragiles, et se fendillent en se solidifiant. On a aussi observé que l'on réussit mieux avec des laitiers provenant de minerais facilement fusibles, et n'exigeant qu'une faible quantité, ou même pas du tout de castine.

Le moule dont on se sert est en fonte et composé de 4 pièces, dont une sert de base et a un peu plus d'étendue que la face large de la brique; la seconde pièce a les mêmes dimensions que la première, et comme elle sert de couvercle, elle porte un petit anneau; les deux autres pièces correspondent chacune à deux des faces latérales, et se placent à angle droit, de manière à former un prisme rectangulaire; ces deux pièces n'en font qu'une, lorsque les briques ont la forme d'un tronc de py-

fendillerait trop promptement, par suite des fréquentes variations de température. Une cuve ainsi construite peut durer jusqu'à quinze et vingt campagnes ; mais quelquefois une ou deux campagnes suffisent pour l'user. La pierre de tympe étant exposée à se fendre, par suite des températures inégales qu'elle éprouve sur ses faces intérieure et extérieure, on a essayé d'y substituer une sorte de caisse en fonte dont la paroi a 5 à 6 centi-

---

ramide, ou lorsqu'elles sont de petites dimensions. On prend trois moules que l'on juxtapose, mais à des niveaux décroissants, la base étant placée horizontalement dans le sable de l'usine, au pied de la dame. On les remplit grossièrement avec des morceaux de laitier froid et concassé, du volume d'une noisette ; on choisit de préférence des parties offrant une certaine porosité. On reçoit dans le premier moule le laitier qui coule par-dessus la dame ; et une fois qu'il déborde, on met dessus le couvercle, qui, par son poids, force la masse fluide à se tasser et à remplir les intervalles des fragments. On dirige alors le laitier sur le deuxième moule, puis sur le troisième, ensuite on remplace ces moules par d'autres. D'ailleurs, on détache à mesure les différentes pièces des moules pour les faire resservir, dès que les briques sont solidifiées. En vingt-quatre heures on peut ainsi produire plus d'une centaine de briques, ayant 30 à 33 centimètres de long sur 16 de large et de haut, pesant environ 25 kilogrammes. Pour avoir des briques solides et non fissurées, on regarde comme indispensable de mettre préalablement dans les moules des fragments de scorie, dont les vacuoles sont remplis par le laitier fluide. Celui-ci joue le rôle d'un ciment et n'éprouve plus, en se refroidissant, cet effet de trempe qui rend fragiles les laitiers abandonnés à eux-mêmes sur le sol d'une usine. C'est probablement à l'omission de cette circonstance qu'est dû l'insuccès éprouvé dans bien des localités, où on n'a pu parvenir à faire d'une manière courante de bonnes briques en laitier.

En Suède on construit à bas prix de vastes halles à charbon avec ce laitier moulé en briques, en donnant aux murs une épaisseur de 50 centimètres ou une fois et demie la longueur d'une brique. Les toitures se font, soit en planches, soit en ardoises, soit en tuiles faîtières, qui coûtent 25 à 30 francs le mille, ayant 30 et quelques centimètres de long, sur 20 à 25 de large.

mètres d'épaisseur du côté interne, et qui est remplie intérieurement de terre ou de fragments de briques. Mais on éprouve alors l'inconvénient d'être souvent obligé de changer ces pièces, car elles ne durent guère plus d'un mois. Quant au bâtiment extérieur des hauts fourneaux, il est ordinairement en bois, comme celui qui renferme les affineries. Dans les usines où on ne fait que de la fonte d'affinage, il se réduit à très-peu de chose, à un simple abri pour la soufflerie et pour le local où se tient le fondeur.

Néanmoins, dans la plupart des établissements, les hauts fourneaux sont bâtis avec soin; on ménage dans la maçonnerie des vides qui laissent un jeu suffisant pour la dilatation de la masse, et qui, entravant la propagation de la chaleur, tendent à empêcher le refroidissement de l'appareil. D'ailleurs, on ne néglige pas les armatures en fer qui relient les différentes parties du massif et en augmentent la stabilité. La dépense de construction d'un haut fourneau est, en général, de 8 à 9,000 fr.

Souffleries.

Les souffleries à piston sont aujourd'hui assez répandues en Suède; néanmoins, dans une partie des usines, on se sert encore de caisses prismatiques, dont le fond est mis en mouvement par une bielle articulée à l'arbre de couche d'une roue à augets; une de ces souffleries est représentée sur la planche 50 de la seconde édition de l'*Atlas de la richesse minérale*, par Héron de Villefosse; souvent aussi le fond de ces caisses est soulevé par une came de forme cycloïdale, puis il retombe par son propre poids; d'ailleurs les surfaces frottantes sont enduites d'une composition formée avec de la colle de menuisier, de l'essence de térébenthine et de la plombagine porphyrisée; le mélange et l'application ont lieu à chaud; puis, après refoidissement, on étend pardessus une couche de graisse fondue, et l'on donne le

poli en frottant avec du bois dur. Comme ces appareils sont à simple effet, et qu'il n'y a ordinairement d'autre régulateur que la conduite qui aboutit à la tuyère, pour rendre le vent moins inégal, on accouple de deux à quatre caisses, dont l'une pousse de l'air vers la buse, pendant que l'autre est en aspiration. Cependant, des expériences spéciales ont montré que ces souffleries perdent habituellement 15 à 20 pour 100 d'air, et beaucoup plus, si l'orifice de la buse est un peu étroit. Cet orifice qui est rond ou ovale (alors un peu plus étendu dans le sens horizontal) a ordinairement 4 1/2 à 5 centimètres de largeur.

Volume et pression de l'air.

La puissance des souffleries doit être proportionnée au vide intérieur des hauts fourneaux ; et, d'après ce principe, le vide étant agrandi vers la fin d'une campagne, par suite de la dégradation des parois, il faudrait y lancer plus d'air; mais le jeu des souffleries dépend du débit de l'eau motrice que l'on ne peut pas toujours régler à son gré; sous ce rapport, les variations ont lieu entre des limites assez étendues, soit dans la même usine, soit d'une usine à une autre. Ainsi le volume d'air injecté par minute varie entre 15 et 30 mètres cubes et la pression est ordinairement comprise entre 2 et 3 centimètres de mercure; rarement elle s'élève à 4. D'ailleurs, comme le vide intérieur des hauts fourneaux est de 20 à 40 mètres cubes, le volume d'air lancé par minute représente, en général, les 70 à 80 centièmes du vide intérieur. Jadis on se servait de deux buses, mais aujourd'hui on n'en a plus ordinairement qu'une seule, de 7 à 8 centimètres de diamètre.

Emploi de l'air chaud.

L'engouement qu'a excité, il y a quinze à seize ans, l'emploi de l'air chaud dans les usines à fer s'était propagé en Suède, comme dans le reste de l'Europe; et l'on s'était empressé d'installer des appareils de chauf-

fage sur un grand nombre d'établissements. Les ressources en combustible végétal étant limitées en Suède, comme partout, on trouvait un immense avantage dans cette innovation, qui procurait une économie de charbon de 25 pour 100, et qui, par suite, permettait d'accroître la production dans un rapport semblable ; quelques maîtres de forges, non contents d'employer l'air chaud dans la fusion des minerais, l'appliquèrent aussi aux foyers d'affinerie. Mais cet enthousiasme fut de courte durée : on ne tarda pas à reconnaître une altération dans les propriétés de la fonte qui était devenue plus difficile à affiner, qui éprouvait plus de déchet, et donnait du fer en barres de moins bonne qualité. Aussi des réclamations de la part du commerce se firent bientôt entendre ; et l'on comprit que, par l'emploi de l'air chaud appliqué d'une manière trop générale, et, pour ainsi dire, à outrance, on s'exposait à discréditer les fers les plus recherchés, et l'on craignit de voir se tarir le courant d'exportation, sans lequel l'industrie sidérurgique du nord de l'Europe succomberait inévitablement, faute de consommateurs. Aussi, l'emploi de l'air chaud fut abandonné avec autant de promptitude qu'on avait mis d'empressement à l'adopter ; il est pourtant plusieurs usines, notamment en Norwége, ainsi Nœs, Egeland, etc., où on a continué à s'en servir au haut fourneau, sans que les fers aient subi une détérioration notable ; l'air y est élevé, en général, à des températures variant de 100 à 200°.

Personnel des hauts fourneaux.

Le personnel attaché à la conduite des hauts fourneaux de la Suède est, en général, un peu restreint : indépendamment des ouvriers chargés du grillage et cassage du minerai, il y a un chargeur au gueulard, deux manœuvres pour amener le minerai et le charbon, un fondeur et son aide plus un manœuvre pour emmener

le laitier, soit en tout six ouvriers pour le service direct du haut fourneau. Il est évident qu'un seul ouvrier ne peut que difficilement suffire pour effectuer le versement des charges au gueulard ; car, devant nécessairement consacrer un certain temps au sommeil, il est obligé de mettre de l'irrégularité dans son service, et de faire plusieurs charges de suite, ce qui peut occasionner des dérangements d'allure.

Il y a, en outre, des fondeurs en chef, ou *maîtres de hauts fourneaux* (*hohofenmeister*), qui sont chargés de la surveillance de toutes les opérations se rattachant à la fabrication de la fonte, telles que le grillage et le cassage des minerais, la composition des charges, l'écoulement du laitier et de la fonte. Ces chefs, sur lesquels repose la responsabilité de la bonne et de la mauvaise marche, appartiennent à une puissante corporation, et ils apprennent, à la fois, par la tradition et par l'expérience personnelle, les caractères relatifs à l'allure des hauts fourneaux ; malheureusement leurs connaissances sont purement empiriques. Pour se guider, ils examinent le degré de fluidité des laitiers, l'aspect de la fonte et l'apparence de la tuyère ; d'après ces indices ils jugent s'il faut changer les proportions du minerai et du charbon, s'il faut activer ou ralentir la vitesse du vent. Mais leurs appréciations ne sont pas toujours justes, et il arrive souvent que des hauts fourneaux doivent être mis hors feu, après quelques semaines seulement de campagne. Néanmoins les hohofenmeister jouissent d'une très-grande autorité ; car les directeurs des usines à fer sont, en général, moins des métallurgistes que d'habiles régisseurs, qui s'appliquent surtout à tenir en ordre une comptabilité assez compliquée, vu qu'elle embrasse non-seulement tous les détails d'une usine, mais encore des relations complexes

avec les paysans qui sont chargés de la fabrication et du transport des charbons, moyennant des concessions de terre ou des salaires en argent. Aussi les agents placés à la tête des usines consacrent presque tout leur temps à la comptabilité; et, si l'on excepte quelques établissements spéciaux, comme les grandes fonderies de canons, ils n'ont pas, en général, des connaissances techniques assez étendues pour diriger eux-mêmes la fabrication.

Soins dans la conduite des hauts fourneaux.

Dans les usines bien dirigées, qui sont aujourd'hui fort nombreuses en Suède et en Norwége, la composition du lit de fusion et le mesurage des charges sont l'objet de soins particuliers. Les charbons sont mesurés au volume, mais les minerais et la castine sont généralement pesés (1). Le choix des minerais de fer, leur mélange dans des rapports déterminés, la proportion du fondant, ainsi que les principales circonstances relatives à l'allure du haut fourneau varient suivant les usines, et sont basés sur les propriétés de la fonte que l'on veut obtenir. Ainsi ces éléments doivent être modifiés suivant que l'on veut fabriquer de la fonte de moulage très-tenace, ou de la fonte à poteries, ou de la fonte d'affinage. Nous considérerons successivement ces divers cas, et d'abord nous allons nous occuper de la fonte à canons, qui doit réunir trois qualités indispensables, savoir : la ténacité, l'élasticité et la dureté. La fabrication de cette fonte, que j'ai étudiée d'une manière spéciale, offre des circonstances qui me paraissent d'un haut intérêt et qui ne sont pas connues en France.

---

(1) En Scandinavie, comme en France, les divers minerais et la castine se chargent au gueulard, les uns par dessus les autres, sans qu'on les mélange préalablement, comme on le fait dans quelques usines de l'Allemagne, où on croit faciliter ainsi les réactions qui ont lieu pendant le mouvement descensionnel.

Fabrication de la fonte pour le moulage des bouches à feu.

Trois fonderies de canons en Suède.

Il y a en Suède trois usines où l'on fabrique des bouches à feu pour les besoins des puissances du Nord. Ce sont Finspång dans l'Ostrogothie, Stafsjö et Åker dans la Sudermanie. La fonderie d'Åker est à environ 6 myriamètres à l'est de Stockholm, ou 9 kilomètres à l'est de la petite ville de Mariefred, proche la rive méridionale du lac Mälar. Stafsjö est au bord de la grande route de Nyköping à Norrköping, presqu'à égale distance de ces deux villes. Finspång se trouve près de l'extrémité occidentale du lac Glan, à environ 3 myriamètres à l'O.-N.-O de Norrköping. La consistance des usines d'Åker et de Stafsjö est à peu près la même; mais l'établissement de Finspång est le plus considérable; car, outre la fabrication des canons, des pièces de machines et mouleries diverses, il y a encore une forge pour l'affinage de la fonte. Dans les trois usines, il y a deux hauts fourneaux accouplés : ils sont nécessaires pour le moulage des grosses pièces d'artillerie; mais comme ils ne suffisent pas toujours, vu les énormes dimensions que, dans ces derniers temps, on a données à certaines bouches à feu, et notamment aux canons à bombe, il y a, en outre, un fourneau à réverbère; mais il ne sert qu'à liquéfier la fonte destinée à former la masselotte, c'est-à-dire à exercer une pression qui force le métal à pénétrer dans toutes les parties du moule. Outre les fourneaux de fusion, il y a, sur toutes les fonderies de canons, un fourneau de grillage (il est double à Stafsjö; voir le plan *fig.* 3 à 6) et un atelier mécanique pour le forage et le tournage des canons.

Personnel des fonderies de canons.

A l'usine de Finspång il y a de cent cinquante à deux cents ouvriers, mais plus de la moitié est occupée à des mouleries diverses, ou à l'affinage de la fonte; et on

peut évaluer de cinquante à soixante, suivant l'importance des commandes, le nombre des ouvriers qui sont employés sur chacune des trois fonderies à la fabrication des canons, savoir : quatre à cinq pour le grillage du minerai, deux à trois pour le cassage du minerai et de la castine, douze pour les deux hauts fourneaux (cinq au gueulard, cinq sur le sol de l'usine et deux maîtres fondeurs). L'atelier de moulage emploie douze à quinze ouvriers, dont huit à dix mouleurs et quatre à cinq aides. A l'atelier mécanique, il y a une vingtaine d'ouvriers, savoir : cinq à six pour le forage, douze à treize pour le tournage des canons et deux à trois pour le limage. Il faut ajouter à cela dix à quinze ouvriers occupés à la menuiserie, aux halles à charbon et à des travaux divers. Le salaire de ces ouvriers varie de 1 franc à $1^f,50$.

Dimensions des hauts fourneaux employés dans les fonderies de canons.

Déjà j'ai décrit les fours de grillage employés dans les fonderies de canons et j'ai représenté (*fig.* 9 à 13) les hauts fourneaux de ces établissements ; ils ont à très-peu de chose près les mêmes formes ; ceux de Stafsjö et Finspång diffèrent à peine l'un de l'autre dans leurs diverses dimensions. Les hauts fourneaux d'Åker sont un peu plus grands ; leur élévation est de $10^m,40$, tandisque pour les autres elle est seulement de 9 mètres. Voici d'ailleurs les dimensions principales :

		HAUTS FOURNEAUX DE		
		Åker.	Stafsjö.	Finspång.
		mèt.	mèt.	mèt.
Le diamètre est.	1° au gueulard.	1,60	1,50	1.35
	2° au ventre. . .	2,40	2,20	2,10
La section transversale de l'ouvrage est.	de.	1,00	0,90	0,90
	sur.	0,70	0,60	0,60
On a pour la distance du fond du creuset.	1° au ventre. . .	4,20	3,50	3,50
	2° au pied des étalages. . . .	1,15	1,05	1,10

Dans les hauts fourneaux des trois usines les creusets ont à peu près les mêmes dimensions; la hauteur est de 0,50 à 0,65. La base a 1^m,80 à 1^m,60 de longueur, 0,75 à 0,85 de largeur sur le derrière, et 0^m,60 à 0^m,70 sur le devant. La capacité du creuset est beaucoup plus vaste que dans les autres usines à fer; il peut contenir de 7 à 8.000 kilogrammes de fonte.

Souffleries. A Åker et à Stafsjö on a des souffleries à piston, avec cylindres en fonte; il y a deux cylindres à Åker et trois à Stafsjö; mais, à Finspång, on a, pour chacun des deux hauts fourneaux, deux soufflets en forme de caisse pyramidale, comme il y en avait presque partout en Suède, il y a vingt ans. Il n'y a partout qu'une seule tuyère, qui est à circulation d'eau. A Åker, elle est ovale; son orifice a 8 1/2 centimètres de largeur sur 6 de hauteur. A Stafsjö et à Finspång, la buse et la tuyère sont à section circulaire, de 7 à 8 centimètres de diamètre; la tuyère est inclinée de quelques degrés.

La force motrice qu'exigent les souffleries pour fournir le vent à deux hauts fourneaux est de 10 à 12 chevaux. La quantité d'air qui est lancée par minute est de 20 à 30 mètres cubes par haut fourneau, sous une pression de 2 1/2 à 3 1/2 centimètres de mercure. C'est à Stafsjö que le volume et la pression de l'air sont le plus faibles. A Finspång on a tenté d'employer l'air chaud, mais on y a promptement renoncé. A Åker et à Stafsjö on a conservé un appareil à air chaud, et on s'en sert quand on moule des poteries ou autres objets, mais jamais quand ce sont des bouches à feu, car alors on aurait une chaleur trop élevée dans la partie inférieure du haut fourneau; la fonte serait trop grise; et d'ailleurs on a reconnu dans des essais particuliers que la fonte obtenue à l'air chaud présentait trop de soufflures, principalement dans l'âme de la pièce.

Les minerais avec lesquels on produit les fontes à canons sont de provenances assez variées, et on en mélange ordinairement cinq ou six ensemble; mais quoique l'on n'emploie pas des minerais identiques dans les trois fonderies, le lit de fusion y offre certains caractères communs. D'abord, il y a un minerai dont on fait constamment usage à Åker, Stafsjö et Finspång : c'est le minerai de Förola qui provient d'une importante exploitation située près de la ville de Nyköping (voir mon précédent mémoire, *Annales des mines*, t. XV, page 205); il contient environ 30 p. 100 de gangue, qui est principalement quartzeuse; le reste est du fer oxydulé à grandes parties, en masses lamelleuses, offrant les clivages très-nets de l'octaèdre régulier. La gangue la plus abondante est du quartz, qui se montre sous forme de nodules, ou de petites veines discontinues; il y a aussi des lames d'oligoclase, d'amphibole, des grenats et quelques nids de spath calcaire. Ce minerai contient de 26 à 32 p. 100 de silice, de 1/2 à 1 1/2 d'alumine, des quantités analogues de chaux et de magnésie, et 1 à 2 p. 100 d'oxyde de manganèse. Fréquemment on y voit des mouches et des noyaux cubiques de pyrite de fer.

Minerais employés dans la fabrication des bouches à feu.

Minerai de Förola.

Les deux minerais de Skotwång, d'Elgsjö, que l'on fond à Åker, et que l'on extrait de gisements situés aux alentours de l'usine, sont à grandes parties, ou en masses lamelleuses, comme le minerai de Förola, avec lequel ils offrent la plus grande analogie (1). Ils contiennent aussi beaucoup de quartz, en nodules, avec des lames d'oligoclase, d'amphibole et des grains de

Minerais de Skotwång et Elgsjö.

(1) A la fonderie d'Åker, on remplace une grande partie du minerai de Förola par celui de Skotwång qui en est l'équivalent, et qui, à cause de sa proximité, coûte beaucoup moins cher.

pyrite de fer. Le mélange de ces gangues fournit à l'analyse 30 et 38 p. 100 de silice, de 1/2 à 2 1/2 p. 100 d'alumine, de 3/4 à 3 p. 100 de chaux, de 1 à 5 de magnésie et de 1 1/2 à 3 d'oxyde de manganèse. La teneur habituelle de ces minerais est de 45 à 48 p. 100 de fer.

Minerais de Skällevik et Petäng.

Aux usines de Stafsjö et de Finspång, au lieu de fondre les minerais de Skotwång et Elgsjö, qui dépendent de l'établissement d'Åker, on emploie deux autres minerais, celui d'Ormstorp (paroisse de Skällevick, sur le côté méridional du golfe de Söderköping), et celui de Petäng (paroisse de Börrum, au sud-est de la ville de Söderköping). Ces minerais sont analogues par leur composition, leur texture et leur aspect; ils sont formés de fer oxydulé à grains moyens et un peu gros, avec une gangue quartzeuse et amphibolique; on y trouve 25 à 30 p. 100 de silice, et 1 à 4 p. 100 d'alumine, de 3 à 8 de chaux et 5 à 7 de magnésie.

Minerais pyriteux de Herrängs et de Carswick.

La pyrite est assez fréquente dans ces minerais; mais de tous ceux qui sont employés à la fabrication des bouches à feu, les plus pyriteux sont celui de Herrängs (paroisse de Hafverö, sur la côte au nord de la petite ville de Nortelje), lequel est employé principalement à Åker et celui de Carswick (paroisse de Häradshammar, dans l'Ostrogothie), que l'on traite à Stafsjö et Finspång. Dans ces minerais, et surtout dans le premier, la pyrite se montre en mouches ou nids, et en plaques ou filets discontinus et souvent entrecroisés; sur les tas de Herrängs, il n'est pas un seul morceau où je n'aie vu de la pyrite de fer, qui est souvent accompagnée de pyrite cuivreuse. D'ailleurs, ces minerais sont à grains moyens et un peu gros; ils sont notablement moins quartzeux que ceux décrits précédemment; on y voit, outre le quartz, de petites lames

d'oligoclase gris blanc et d'amphibole verdâtre. Le Herrängs est assez riche; il rend 47 à 50 p. 100 de fonte, le Carswick a une teneur un peu moindre.

Dans les hauts fourneaux de Stafsjö et de Finspång, on fond encore deux autres minerais, ceux de Jerna et de Stenbo : le premier consiste en une masse de grains de fer oxydulé, peu cohérents, ayant la grosseur d'un petit pois, et offrant l'apparence de rudiments cristallins. En effet, sur une grande partie de leur contour, ces grains offrent des surfaces courbes ou des cassures peu régulières, paraissant le résultat d'un retrait; mais quelques-unes de leurs faces sont parfaitement planes, très-brillantes, et appartiennent à l'octaèdre régulier, ou à d'autres formes du système cubique; on y distingue même quelquefois des stries parallèles, qui sont l'indication du clivage octaédrique. Ce minerai semble provenir d'un magma en fusion, qui s'est solidifié brusquement, et s'est pris en une masse confusément cristalline (1). Il y a d'ailleurs une multitude de petits vides résultant sans doute de la contraction qui a eu lieu au moment de la solidification, et par suite la masse n'a qu'une faible cohésion. Elle rend 60 p. 100 de fonte, et l'on y voit seulement çà et là quelques grains de quartz gris blanc, qui ont eux-mêmes cristallisé en forme de prisme pyramidé, toutes les fois que l'espace le leur a permis. J'ai remarqué, en outre, quelques lames d'hornblende verdâtre et des veinules de pegmatite

Minerais de Jerna et Stenbo.

(1) J'ai vu des minerais des exploitations de Gellivara, en Laponie, qui m'ont offert beaucoup d'analogie avec le minerai de Jerna, et qui, comme ce dernier, consistent en gros grains, faiblement agrégés et entremêlés d'une petite quantité de gangue, qui est aussi quartzeuse, amphibolique, et accompagnée de veinules de pegmatite oligoclasique.

oligoclasique, comme celles qui traversent la plupart des minerais de fer du nord de l'Europe.

Le minerai de Stenbo, qui contient 42 à 46 p. 100 de fer, se distingue notablement par sa composition, son aspect et sa texture des minerais précédents; il est composé principalement d'oxydule, mais avec mélange d'oligiste assez abondant, en certaines parties, pour que la rapure soit rouge. D'ailleurs, il est à petits grains, et il offre une indication de schistosité; il est entremêlé de filets quartzeux, ainsi que de veines micacées et amphiboliques.

Minerais d'Utö. Il ne me reste plus à faire connaître qu'un dernier minerai, qui est constamment employé aux deux usines d'Åker et de Stafsjö, c'est l'important minerai d'Utö qui, par sa composition, tend à se rapprocher de celui de Stenbo; mais, tandis que ce dernier est composé principalement d'oxydule, celui d'Utö, au contraire, consiste pour la majeure partie en fer oligiste, qui est simplement entremêlé de petits grains d'oxydule. L'oligiste est en petites écailles bleuâtres, couchées parallèlement, de manière à présenter une texture schisteuse (1), et alternant avec de minces lits de quartz gris et parfois coloré en rouge. Il y a aussi des filets sinueux et contournés d'une sorte de jaspe : la gangue est donc principalement quartzeuse; mais il y a aussi des lames de feldspath, de mica, d'amphibole et parfois de carbonate calcaréo-magnésifère; aussi la masse est plus facilement fusible qu'on ne le supposerait à première vue.

---

(1) Il y a, dans le département de la Loire-Inférieure, à Saint-Gildas, un minerai de fer oligiste micacé, qui a été exploité pour le haut fourneau du Rodoir, aujourd'hui abandonné; il offre quelque analogie avec le minerai d'Utö, mais le gîte de Saint-Gildas est très-différent et n'est nullement comparable sous le rapport de la richesse.

Elle renferme de 29 à 32 p. 100 de silice, de 3 à 5 d'alumine, une proportion analogue de chaux et de magnésie, plus 1 1/2 à 3 p. 100 d'oxyde de manganèse. Cet oxyde, qui existe en quantité notable dans presque tous les minerais de la Scandinavie, contribue à en rendre la fusion plus facile. Le rendement du minerai d'Utö est relativement peu élevé ; il varie de 37 à 44 p. 100. On n'y voit pas, en général, de pyrite de fer ; aussi il ne contient pas de soufre, ou du moins n'en renferme que des traces.

Composition chimique de ces minerais.

Pour rendre plus facilement comparable la composition des divers minerais que l'on emploie dans la fabrication des bouches à feu, j'ai réuni dans le tableau ci-dessous la composition de chacun d'eux représentée par la moyenne de plusieurs analyses qui ont été exécutées à l'École des mines de Falun, et qui m'ont été communiquées en Suède.

NOMS DES MINERAIS.	Förola.	Skotwång.	Elgsjö.	Ormstorp.	Petäng.	H·rrängs.	Stenbo.	Utö.	Moyennes.
Nombre des analyses dont on a pris les moyennes.	3	2	2	1	2	2	2	5	19
Silice.	28,00	32,80	37,42	25,16	28,25	18,80	35,20	31,08	29,60
Alumine.	1,10	1,18	1,72	1,08	4,22	1,12	1,18	3,25	1,85
Chaux.	1,26	2,71	2,37	3,81	8,26	7,21	2,86	4,77	4,15
Magnesie.	0,92	2,53	1,20	6,80	5,66	5,80	1,94	4,83	3,71
Soufre.	0,12	traces	traces	»	»	0,40	»	traces	»
Oxyde de manganèse.. . .	2,02	2,50	1,94	»	1,00	0,90	2,31	2,02	1,81
Oxyde de fer (a).	68,18	58,20	55,35	64,12	53,10	65,51	57,02	55,10	59,54
Totaux.	101,60	100,00	100,00	100,97	100,49	99,74	100,51	101,05	100,66

(a) La teneur en fer de ces minerais est, en général, plus élevée que celle des fragments qui ont été analysés. Ils contiennent tous des quantités notables de manganèse, quoiqu'on ne l'ait pas dosé dans le minerai d'Ormstorp.

L'inspection de ce tableau montre que les divers minerais employés dans les trois fonderies de bouches à feu ont, sous le rapport de la composition élémentaire,

une assez grande analogie : ils sont très-riches en silice ; ainsi, sauf le Herräng qui n'en renferme que 19 p. 100, tous les autres en contiennent des quantités variables depuis 28 jusqu'à 38 p. 100. Cependant ces minerais sont très-pauvres en alumine ; ainsi 5 sur 8 en contiennent moins de 1 1/4 p. 100, et les deux où il y en a le plus sont Petäng et Utö qui en renferment 4,22 et 3,25 p. 100. La chaux et la magnésie sont généralement en proportion notablement plus forte que l'alumine. D'ailleurs, tous ces minerais contiennent de l'oxyde de manganèse, et généralement de 1 à 1 1/2 p. 100. Il contribue à faciliter la fusion des gangues, qui seraient par elles-mêmes un peu réfractaires, vu la grande quantité de silice et la faible proportion d'alumine. L'analyse n'a pas décelé de phosphore dans ces minerais, mais dans plusieurs d'entre eux il y a du soufre, qui souvent est parfaitement visible sous forme de pyrite de fer, et ce qu'il y a de remarquable, c'est que dans le lit de fusion l'on fait habituellement entrer un minerai où la pyrite abonde, tel que le Herräng. Dans ces analyses on n'a pas indiqué la présence du zinc, mais les minerais en contiennent, car il forme des dépôts à l'intérieur du haut fourneau, et à Åker on trouve constamment, à 2 1/2 ou 3 mètres au-dessous du gueulard, un anneau de cadmie zincifère, qui, du reste, est sans inconvénient.

Le minerai que l'on fait prédominer dans le lit de fusion, c'est, à Stafsjö et Finspång, le Förola, et à Åker c'est le Skotwång, qui est tout à fait l'équivalent du Förola par la composition, l'aspect, par la texture et par la nature des gangues qui l'accompagnent. Förola tout seul, ou Skotwång avec un peu de Förola, forment une proportion aussi considérable que tous les autres minerais réunis, c'est-à-dire la moitié du poids

total des minerais qui constituent le lit de fusion. Dans cette dernière année, on n'a pas fondu de minerai d'Utö à Finspång ; il est remplacé par le Stenbo qui s'en rapproche le plus par la petitesse du grain, par la texture schisteuse et aussi par la composition minéralogique, puisqu'il renferme un peu d'oligiste.

Pendant mon séjour sur les fonderies de canons, on m'a communiqué les journaux de campagne relatifs à plusieurs années : il serait beaucoup trop long de les publier ici *in extenso;* je me borne à en donner ici des résumés qui suffisent pour faire comprendre les modifications que l'on fait subir au lit de fusion lorsque l'on veut couler des bouches à feu.

Tableau résumé des journaux de campagne des usines d'Åker, Stafsjö et Finspång.

NOM de l'usine et numéro du haut fourneau.	ANNÉES	DATES.	NATURE de la fabrication.	NOMBRE des charges par 24 heures.	POIDS DES DIVERS MINERAIS EN LISPUNDS (DE 8k,500) portés par une charge de charbon de 15 hectolitres. Forsla.	Skotwång.	Elgsjö.	Herrängs.	Utö.	Divers.	POIDS TOTAL des minerais: en lispund de 8k,500 pour 15 hectolitres de charbon.	en kilogr. pour 1 stère de charbon.	POIDS du calcaire: 1° exprimé en lispund.	2° rapporté au poids total des minerais.	ADDITION DE FONTE (en lispund de 8k,500): en tournure.	en morceaux.	Total.
Åker. .	1843	26 avril.	Prélude (gueuses).	18	3,5	18	6	2,5	11	»	41	232	8,5	0,21	»	»	»
		Du 12 mai au 1er août. . . .	Canons.	20 à 21	3 à 3,6	14 à 15	6	4,8	7,3 à 7,4	»	36	204	8 à 9	0,24	1,5	1 à 2	3
	1844	15 avril.	Prélude.	20	3,5	18	5	2	10	»	38,5	218	10,5	0,28	»	»	»
		Du 22 avril au 1er octobre. .	Canons.	20 à 21	3,4	14 à 15	6	4,6 à 4,8	7,1 à 7,6	»	36 à 37	206	8 à 9	0,23	1,5	2,0	3,5
					Forsla.	Ormstorp.	Jerna.	Carrwick.	Stenbo.	Utö.							
Strafsjö n° 1. . .	1845	17 avril.	Prélude.	30	17	2,5	2	2	2	5	30	170	3	0,10	»	»	»
		Du 21 avril au 5 mai.	Canons.	30 à 31	21,6 à 22,2	2,8 à 3	2,8 à 3	2,8 à 3	2,8 à 3	3 à 3,5	36 à 37	206	3 à 4	0,09	2	1,5 à 2	3,7
N° 2. . .	1845	17 avril.	Prélude.	30	17	2	2	2	2	5	30	170	3	0,10	»	»	»
		Du 25 avril au 4 mai.	Canons.	30 à 31	19	2,5	2,5	2,5	2,5	3 à 4	33	187	4	0,12	2	1,5	3,5
		Du 5 mai au 10 juin. . . .	Pièces de machines.	29 à 30	15 à 16,5	2,5	2,5	2,5	2,5	4 à 5	27 à 29	158	4	0,14	2	1	3

Suite du tableau résumé des journaux de campagne.

NOM de l'usine et numéro du haut fourneau.	ANNÉES	DATES.	NATURE de la fabrication.	NOMBRE des charges par 24 heures	POIDS DES DIVERS MINERAIS EN LISPUNDS (DE 8k,500) portés par une charge de charbon de 15 hectolitres. Förola.	Ormstorp.	Jerna.	Petäng.	Stenbo.	Divers.	POIDS TOTAL des minerais. en lispund de 8k,500 pour 15 hectolitres de charbon.	en kilogr. pour 1 stère de charbon.	POIDS du calcaire 1° exprimé en lispund.	2° rapporté au poids total des minerais.	ADDITION DE FONTE (en lispund de 8k,500) en tournure.	en morceaux.	Total.
Fin-spång.	1843	Du 4 février au 23 juillet. . .	Canons.	26 à 28	19 à 20	9,2 à 9,8	4,8	4,1	4	»	40 à 43	235	4,8	0,12	»	»	3
		Du 23 juillet au 13 août. . . .	Pièces de machines.	27 à 29	4,4	8	4,2	6,3	6,3	5 à 6	34	192	4,5	0,13	»	»	»
		Du 13 août au 7 septembre.	Canons.	29 à 30	18	8,5	4,5	3,6	3,6	»	38 à 40	221	4,2	0,10	»	»	3,5
N° 1. .	1844	11 avril.	Prélude.	26	16	8	4,2	3,5	3,4	8	36,3	205	3	0,08	»	»	3
		Du 19 avril au 20 mai. . . .	Canons.	29 à 30	20	9,6	5	4	4	»	42 à 43	241	4,7	0,11	»	»	3
		Du 21 mai au 7 juin.	Pièces de machines.	30	13	»	5	15	5	»	38	215	4,5	0,11	»	»	3
N° 2. .	1844	Mai.	Canons.	28 à 30	19,2	4	4,8	4	4	5	41	232	4,5	0,10	»	»	3,5
		Juin.	Pièces de machines.	30	8	»	8	10	4	4	34 à 35	195	5,5	0,16	»	»	3
		Juillet.	Canons	29 à 30	26	»	4,7	3,6	2,4	»	37	209	5,9	0,16	»	»	3

Campagnes de 1843 et de 1844 à Åker.

La fabrication des canons a lieu ordinairement au printemps : en 1843, à Aker, c'est le 5 mars que l'on a mis en feu; on a versé dans le fourneau 35 stères de charbon du 5 au 15 mars, premier jour où l'on a commencé à charger du minerai ; mais on n'a donné le vent que le 22, alors que la première charge de minerai approchait de la tuyère, et c'est seulement sept semaines plus tard, le 12 mai, que l'on a commencé à couler des canons, et l'on a continué à en fondre jusqu'à la fin de la campagne, qui s'est terminée le 8 août. Il est rare que l'on puisse couler des bouches à feu moins de quarante jours après que l'on a commencé à donner le vent : il faut attendre que le haut fourneau soit arrivé à une allure normale et tout à fait fixe. D'ailleurs, il importe beaucoup de ne pas pousser trop rapidement la mise en feu ; et ce serait une fausse économie que de chercher à diminuer la consommation de charbon, car il serait plus difficile d'atteindre une allure régulière, et le haut fourneau n'étant pas suffisamment échauffé, on ne pourrait pas faire porter au charbon une aussi grande quantité de minerai. Il faut augmenter graduellement la proportion de minerai que l'on fait porter au charbon; et, à Aker, on met, pendant cette période, une assez forte proportion de fer oligiste d'Utö, qui est plus facile à fondre que les autres minerais.

En 1843, c'est le 26 avril, c'est-à-dire un mois après avoir commencé à donner le vent, que l'on est parvenu à la charge maximum de minerai, c'est-à-dire à 40 lispunds, ou 340 kilogrammes pour 15 hectolitres de charbon ; mais c'est seulement seize jours plus tard que l'on a coulé la première bouche à feu, et quatre jours auparavant, le haut fourneau étant en bonne allure, produisant de la fonte grise, on a modifié la composition des charges pour obtenir de la fonte truitée, telle qu'on

l'exige pour l'artillerie. Dans les deux usines de Stafsjö et de Finspàng, nous verrons que c'est principalement en faisant porter au charbon une plus grande quantité de minerai que l'on arrive à ce résultat; mais à Aker c'est tout le contraire. On augmente légèrement la proportion de charbon, puisque de 40 lispunds de minerai par charge, on descend à 37; il est vrai qu'alors on ajoute au lit de fusion de la fonte en morceaux et en tournure, dont la liquéfaction absorbe une certaine quantité de chaleur. D'ailleurs on change la proportion relative des divers minerais : ainsi on diminue la quantité de minerai d'Utö, qui est de l'oligiste un peu plus facile à fondre et à réduire (1) que les autres minerais; en même temps on augmente la proportion de Skotwang, et on double la quantité de Herrängs, qui est excessivement pyriteux. Au commencement de la campagne, quand on marche en fonte d'affinage, ce minerai n'entre que dans la proportion de 1/20, sans quoi le fer provenant de cette fonte serait tout à fait rouverin; mais, quand on veut couler des canons, on ne craint pas d'élever la proportion de Herrängs à 12 et 13 p. 100; et c'est en grande partie à l'augmentation du principe sulfureux qu'est dû le passage de la fonte grise à la fonte truitée. Cette dernière contient alors plus de soufre; et, si cet excès de soufre ne nuit pas à la ténacité de la fonte, du moins il tend à y multiplier les soufflures (2); tel est, en effet, le reproche que l'on fait à la fonte

(1) On a cru remarquer que la présence d'une quantité un peu considérable de minerai d'Utö diminue la dureté et la ténacité de la fonte à canons; on en met néanmoins pour faciliter la fusion, mais on peut fort bien s'en dispenser; et même, depuis plusieurs années, on n'en fait pas entrer dans le lit de fusion à Finspàng.

(2) On comprend que la présence d'une quantité de soufre

d'Åker, et souvent ce défaut y fait rebuter des canons.

Quant à la proportion de castine que l'on ajoute au minerai comme fondant, elle reste toujours à peu près la même, c'est-à-dire d'environ un quart du poids du minerai. Mais on charge, en outre, dans le haut fourneau, 3 à 3 1/2 lispunds de fonte, soit environ 9 p. 100 du poids du minerai, moitié en tournure, moitié en morceaux. Cette addition est regardée comme favorable pour obtenir de la fonte tenace; nous allons voir qu'elle a lieu dans toutes les fonderies de canons.

Le tableau ci-dessus présente aussi les résumés de la campagne de 1844 à Åker, laquelle n'a pas présenté de circonstances particulières : on a mis en feu le 1er mars; le 11 on a commencé à charger du minerai; le 18 on a donné le vent, et, du 22 avril jusqu'au 23 octobre, on a coulé des canons.

A Åker, on n'a pas, en général, assez d'eau en été pour produire une force motrice susceptible de fournir du vent aux deux hauts fourneaux ; aussi, excepté dans les années pluvieuses, on ne peut en avoir qu'un seul en feu, et c'est pour cette raison que les grosses pièces d'artillerie, qui exigent la fonte de deux fourneaux, ne sont pas coulées à Åker, mais à Stafjö et Finspång, où la puissance du moteur hydraulique est plus considéble. Néanmoins, c'est seulement à Finspång que l'on est assuré de pouvoir marcher en tout temps avec deux hauts fourneaux; car à Stafsjö, lorsque la saison est très-sèche, on ne peut prolonger la campagne jusqu'à la fin de l'été.

---

un peu considérable dans la fonte de fer tende à y faire naître des soufflures; car une portion du soufre forme probablement du sulfure de carbone, que la chaleur de la masse vaporise, et qui, tendant à se dégager, doit produire des cavités bulliformes.

Voici de quelle manière s'effectue la mise en feu à Stafsjö : on remplit le haut fourneau avec 23 à 25 stères de charbon, puis, après avoir allumé, on en rajoute une charge de 15 hectolitres chacun des sept ou huit jours qui suivent : ensuite on met un lispund de minerai ; et, chaque jour, la charge de charbon (de 15 hectolitres) que l'on verse au gueulard porte un lispund de minerai de plus que le jour précédent. C'est ordinairement treize à quatorze jours après avoir commencé à charger du minerai que l'on donne le vent, et c'est seulement alors qu'a lieu véritablement le début de la campagne : dès le premier jour, sous l'action du courant d'air forcé, la descente des charges est devenue assez rapide pour que l'on puisse en verser quatorze dans les vingt-quatre heures. Mise en feu à Stafsjö.

En 1845, année où j'ai visité Stafsjö, c'est le 14 mars que l'on a commencé à charger du minerai dans les deux hauts fourneaux, dix jours après la mise en feu ; le nombre des charges a été en croissant de 1 à 14 jusqu'au 27 mars ; et, pendant ce temps, le nombre de lispunds portés par 1 charge de charbon, a augmenté de 1 chaque jour. C'est le 27 que l'on a commencé à donner le vent ; et le poids de minerai porté par le charbon a été élevé graduellement de 14 lispunds, le 27 mars, à 20 lispunds le 30 mars, à 26 lispunds le 12 avril, et à 30 lispunds le 17 avril. Puis, à partir du 21 avril jusqu'au 5 mai, on a mis 36 à 37 lispunds de minerai par charge de charbon. Pendant cette période, on a coulé pour la Russie des canons Paixhans, à bombe, de 120.

Ainsi, à Stafsjö et aussi à Finspång, ce n'est pas en augmentant la proportion des minerais sulfureux, comme à Åker, mais en faisant porter plus de minerai au charbon, que l'on passe de la fonte grise à la fonte truitée. D'ailleurs, la proportion de castine est, à Stafsjö, Passage de la fonte grise à la fonte truitée.

notablement moindre qu'à Åker; au lieu d'être le quart ou le cinquième du poids du minerai, elle n'en forme guère que la dixième partie (1). On ajoute, d'ailleurs, environ 3 1/2 lispunds de fonte par charge, 2 en tournure, 1 1/2 en morceaux; ce qui forme environ 1/10 du poids du minerai.

Le haut fourneau n° 2 de Stafsjö a été mis en feu, a reçu le minerai et le vent en même temps, et de la même manière que le n° 1; et, à partir du 25 avril, tous deux ont fourni concurremment de la fonte pour couler les Paixhans. Le nombre des charges dans vingt-quatre heures était le même pour les deux hauts fourneaux, de 30 à 31, et leur composition était très-peu différente; seulement le poids de minerai que portait le charbon était un peu moindre pour le n° 2; il était de 33 au lieu de 36. Du 5 mai au 10 juin, on a coulé des pièces de machines; et, alors, pour rendre la fonte

(1) Dans les traités de métallurgie (voir la *Métallurgie du fer*, par Karsten, tome II, p. 288, de la traduction française), on dit qu'en Suède on obtient de la fonte truitée propre à la fabrication des canons, au moyen d'un mélange de minerais grillés et de minerais crus; ce qui est fort inexact, car tous les minerais sont grillés avec soin. On suit encore, ajoute Karsten (id. p. 288), une autre méthode, qui me paraît défectueuse, malgré l'observation du savant métallurgiste de Berlin : d'après lui, deux heures avant la coulée, on introduit dans l'ouvrage une certaine quantité de minerai de fer très-pur, afin d'enlever à la fonte l'excès de carbone qu'elle pourrait contenir. Anciennement en Suède, on a essayé quelquefois d'employer ce procédé, mais par supercherie. Comme les officiers chargés de la réception exigent que la fonte ait un certain degré de blancheur, quand on craignait qu'elle ne fût refusée, comme trop grise, parfois on a glissé furtivement un peu de minerai dans le creuset pour la blanchir; mais le boursouflement qui en était la conséquence produisait beaucoup de soufflures dans le métal, et pour ce motif la pièce était refusée; aussi, depuis longtemps, on a renoncé à cette pratique déloyale et mauvaise par elle-même.

plus grise, on a diminué la proportion de minerai, qui a été réduite de 33 à 28; cette réduction a porté principalement sur le minerai de Förola, qui est peu fusible.

Campagnes de 1843 et 1844 à Finspång.

On m'a communiqué, à Finspång, les journaux de campagne de cette usine pour les années 1843 et 1844 : en 1843, du 4 février au 23 juillet, on a fondu des canons, et alors le nombre diurne des charges a été de 26 à 28, et le poids du minerai a été de 40 à 45 lispunds, avec addition de 4 à 5 lispunds de calcaire ou 10 à 11 p. 100, et de 3 lispunds de fonte ou 7 p. 100, Du 25 juillet au 13 août, époque où l'on a coulé des pièces de machines, le poids du minerai a été abaissé de 41 à 34; puis, du 13 août au 7 septembre, période pendant laquelle on a repris le moulage des canons, le poids du minerai s'est relevé à 38 et 40 lispunds. Ainsi, l'on voit qu'ici, comme à Stafsjö, c'est en augmentant le poids du minerai, par rapport au charbon, que l'on passe de la fonte grise à la fonte truitée ou inversement.

Le même résultat est encore mis en lumière par le résumé de la campagne de 1844 : le 17 janvier, le fourneau n° 1, ou inférieur, a été rempli avec 25 stères de charbon : de ce jour au 15 février, époque à laquelle on a donné le vent, on a versé au gueulard, d'abord 13 stères de charbon sans minerai, puis 19 stères de charbon avec 43 lispunds de Förola, Jerna et Stenbo. A partir du 15 février, la quantité de minerai a été accrue graduellement de 3 jusqu'à 30 lispunds le 28 mars; puis l'augmentation a continué jusqu'au 19 avril, premier jour où on a coulé des canons; et, de là au 20 mai, la proportion de minerai a été de 42 à 43 lispunds par charge de charbon; mais, du 20 mai au 7 juin, on a cessé de couler des canons pour fondre des pièces de machines;

et alors, pour rendre la fonte plus grise, on a abaissé la quantité de minerai de 42 à 38, la proportion de calcaire restant à peu près la même.

Le haut fourneau n° 2, qui a contribué, avec le n° 1, à fournir de la fonte pour le moulage des grosses pièces, a présenté dans son alimentation les mêmes circonstances que le n° 1 : tant qu'on a coulé des bouches à feu, le poids total des minerais était de 42 lispunds par charge; il a été abaissé à 34, quand on a fondu des pièces de machines, puis il a été relevé à 36, 37 et 38, en juillet, quand on s'est remis à couler des canons; mais il n'est pas redevenu aussi considérable qu'au mois de mai; car, vers la fin d'une campagne, les parois de l'ouvrage étant plus ou moins dégradées, il n'est plus possible de faire porter au charbon le même poids de minerai.

Je n'ai rien de particulier à signaler au sujet de la campagne de 1845, qui était au milieu de son cours, lorsque j'ai visité l'établissement; j'ajouterai seulement une observation concernant la manière dont on alimente les hauts fourneaux de Finspång au début de la campagne. On emploie un temps très-long pour arriver à une marche normale; ainsi, près d'un mois s'écoule entre le jour où l'on met en feu et celui où l'on donne le vent, puis l'augmentation du poids de minerai que l'on fait porter au charbon a lieu avec une excessive lenteur. C'est que des rebuts nombreux, causés par des défauts de qualité du métal, ont inspiré une circonspection exagérée; mais les retards provenant de cet excès de prudence entraînent des dépenses assez considérables et d'une utilité douteuse, si l'on considère la marche suivie dans les autres établissements.

En résumé, on voit que le passage de la fonte grise

à la fonte truitée, plus ou moins blanche, s'obtient à Åker, par une modification dans le lit de fusion, en diminuant la proportion du minerai le plus facile à fondre et à réduire, et en augmentant la proportion du minerai sulfureux; tandis que, à Stafsjö et à Finspång, on arrive à un résultat analogue, et d'une manière qui paraît plus rationnelle, en faisant porter au charbon un plus grand poids de minerai que dans les périodes où l'on fabrique de la fonte d'affinage, ou de la fonte propre au moulage des pièces de machines.

Rendement du minerai et consommation de charbon.

Le mélange que l'on traite dans les trois fonderies rend à peu près la même quantité de fonte; savoir de 42 à 45 p. 100, soit 43 p. 100 en moyenne. On croyait jadis que le lit de fusion devait être composé de manière à ne pas rendre plus de 30 et quelques pour cent de fonte; mais on a reconnu que cette opinion n'était pas fondée et que l'on pouvait, sans inconvénient, élever le rendement jusqu'à 45 p. 100. D'ailleurs, la quantité de minerai que porte une charge de charbon de 15 hectolitres varie, en général, de 37 à 43 lispunds, et elle est, en moyenne, de 40 lispunds ou 340 kilogrammes, soit 227 kilogrammes par stère de charbon pesant en moyenne 150 kilogrammes, ce qui donne une consommation moyenne de 1 1/2 de charbon pour 1 de fonte produite.

Importance de l'uniformité d'allure.

Un des points essentiels dans la fabrication des bouches à feu en première fusion, c'est de rendre uniforme et, pour ainsi dire, invariable l'allure des hauts fourneaux; ce que l'on obtient, en employant des charbons très-secs et de bonne qualité, des minerais convenablement grillés et pesés avec soin, ainsi que la castine. Lorsque deux hauts fourneaux concourent à fournir la fonte nécessaire au moulage d'une pièce d'artillerie, il importe qu'ils se trouvent dans les mêmes

conditions de marche; qu'ils reçoivent la même quantité de vent, et à la même pression, qu'on y verse des charges composées de la même manière, de telle façon que l'allure ne soit pas plus chaude, ou plus froide dans l'un que dans l'autre, et que la fonte produite dans chacun d'eux présente la plus grande homogénéité (1). Le plus petit dérangement dans la marche de l'un des hauts fourneaux suffit pour déterminer une altération dans la qualité de la fonte; aussi, au moindre changement, les officiers chargés de la réception interdisent de couler des bouches à feu; et parfois il faut attendre plusieurs jours le rétablissement d'une marche normale et régulière.

Indices d'une bonne allure dans la fabrication des canons.

Pour que la fonte à canons possède les qualités voulues, l'allure du fourneau ne doit être ni trop chaude, ni trop froide : dans le premier cas, la fonte est trop grise, et n'a pas de dureté; dans le second cas, elle n'est pas assez fluide, ne remplit pas bien les cavités des moules; refroidie, elle est trop blanche, trop dure, et ne peut être travaillée. Voici maintenant quels sont les indices d'une bonne allure : la flamme du gueulard doit être claire et bleuâtre, la tuyère brillante. La scorie, en descendant au devant de la tuyère, ne doit pas bouillonner, sinon la fonte serait trop blanche. Quand le métal sort du creuset, il doit couler facilement, avec un

(1) On a beau exiger que, dans le courant de la campagne où sont coulées des bouches à feu, on compose toujours le lit de fusion avec les mêmes minerais, et dans les mêmes proportions; néanmoins on ne peut se flatter de rendre invariable la composition des laitiers et de la fonte; car les divers fragments d'un même minerai présentent d'assez grandes inégalités dans la proportion relative des gangues qui y sont contenues, surtout lorsque ces fragments proviennent de parties différentes de la mine.

éclat rougeâtre et lancer des étincelles. D'ailleurs, on a observé que la fonte produite par une allure très-chaude, et qui, par suite, est trop grise, se contracte davantage, et l'on a mis à profit cette circonstance pour en déduire un moyen d'appréciation : ainsi, une barre de fonte étant coulée verticalement, la dépression qu'éprouve sa surface supérieure, par le refroidissement, est d'autant plus grande que l'allure est plus chaude et la fonte plus grise. Ce moyen est assez sensible, car, pour une barre longue de 50 centimètres, la dépression peut varier de 2 à 3 1/2 centimètres.

Quand un haut fourneau produit de bonne fonte à canons, les laitiers sont assez liquides pour s'écouler d'eux-mêmes ; ils sont susceptibles de s'étirer en fils ; après refroidissement, ils ont un aspect intermédiaire entre celui de la porcelaine (1) et du verre à bouteille, mais se rapprochant beaucoup plus de ce dernier ; ils forment comme un verre translucide, d'un gris bleuâtre ou gris verdâtre ; mais ils ne doivent pas être noirs, car alors ils retiennent des grains de fonte, et bouillonnent devant la tuyère. Ces laitiers ont été analysés plusieurs fois à l'École des mines de Falun : le tableau ci-dessous présente les résultats de plusieurs analyses qui m'ont été communiquées en Suède. Laitiers produits.

(1) Les laitiers ayant l'aspect de la porcelaine sont regardés comme d'un bon augure quand on coule des pièces de machines, mais comme mauvais, ou du moins très-médiocres, quand il s'agit de bouches à feu ; car alors la fonte n'est pas assez dure.

Composition des laitiers produits dans la fabrication des canons aux usines de :

	Åker en 1827. (1)	Quantités d'oxygène.	Åker en 1840. (2)	Quantités d'oxygène.	Stafsjö en 1828. (3)	Quantités d'oxygène.	Finspång en 1832. (4)	Quantités d'oxygène.	Finspång en 1832. (5)	Quantités d'oxygène.	MOYENNES. Acide et bases.	MOYENNES. Quantités d'oxygène.
Silice	61,30	31,70	56,85	29,54	61,40	31,71	61,97	31,75	61,70	31,65	60,44	31,27
Alumine	2,30	1,07	1,00	0,47	4,70	2,20	3,96	1,84	4,41	2,06	3,27	1,55
									potasse 1,75	potasse 0,29		
Chaux	16,20	4,56	25,01	7,25	19,20	5,40	20,37	5,72	17,90	5,03	19,73	5,59
Magnésie	15,70	6,08	8,20	3,17	3,90	1,50	2,78	1,07	4,50	1,74	7,01	2,71
Oxyde de manganèse	3,40	0,76	0,56	0,13	4,10	0,90	7,25	1,59	6,10	1,38	4,28	0,95
Oxyde de fer	2,30	0,07	6,91	1,59	8,10	1,84	4,07	0,93	3,10	0,70	4,89	1,02
Soufre	»	»	»	»	»	»	1,73	»	0,08	»	0,36	»
Oxygène des bases	....	12,54		12,61		11,84		11,15		11,20	»	11,82
Totaux	101,20		98,53		101,40		102,13		99,54			
Rapport entre l'oxygène de la silice et des bases	....	2,53		2,34		2,68		2,88		2,82	»	2,65

On voit dans ce tableau que la proportion de silice contenue dans les laitiers qui accompagnent la fonte à canons est toujours fort considérable, et varie habituellement de 57 à 61 p. 100; qu'au contraire la proportion d'alumine est faible, de 1 à 4 1/2; ce qui devait être évidemment, si l'on se reporte à la composition des minerais, indiquée plus haut (page 405). La chaux varie de 16 à 24; la magnésie de 2 3/4 à 15 3/4; l'oxyde de manganèse de 1/2 à 7 1/4 et l'oxyde de fer de 2 à 8 p. 100. Le soufre n'a été dosé que dans deux de ces analyses : l'une en a donné 1,73, l'autre 0,08.

Si on recherche les quantités d'oxygène contenues

dans la silice et dans les bases qui sont combinées avec elle, on trouve que l'oxygène de l'acide varie de 29 1/2 à 31 3/4, celui des bases étant de 11 à 12 1/2 ; le rapport des deux quantités se trouve compris entre 2,34 et 2,88. Par conséquent, la composition de ces laitiers est comprise entre celle d'un bisilicate et d'un trisilicate, se rapprochant davantage du dernier. M. Sefström et plusieurs autres métallurgistes de la Suède pensent que, dans la fabrication des bouches à feu, la meilleure composition dont on doit chercher à se rapprocher est celle d'un trisilicate. Mais, il y a une difficulté provenant de ce que un laitier consistant en un trisilicate n'aurait pas une liquidité suffisante, à moins de renfermer une grande quantité d'oxyde de manganèse, comme c'est effectivement le cas pour les laitiers n° 4 et n° 5. Les cinq analyses ci-dessus donnent 2,65 pour le rapport moyen entre l'oxygène de la silice et celui des bases ; ainsi, par leur composition, ces laitiers peuvent être considérés comme variant, en général, entre ces limites-ci, savoir : 1 atome de bisilicate pour 1 de trisilicate, et 1 atome de bisilicate pour 2 de trisilicate.

L'abondance de l'acide silicique dans les laitiers doit avoir pour conséquence la présence d'une assez grande quantité de silicium dans les fontes : c'est en effet ce que montrent les trois analyses de fontes ci-dessous, que l'on m'a communiquées en Suède, comme extraites des *Annales du comptoir des fers*. Conséquences probables.

Composition des fontes à canons produites dans les usines de.

	STAFSJÖ.	FINSPÅNG.		MOYENNES.	Observations.
	Bonne. (1)	Très-bonne. (2)	Médiocre. (3)		
Silicum	1,72	1,30	1,33	1,45	(a)
Aluminium	Traces.	0,03	0,30	0,17	
Calcium	0,28	0,37	0,50	0,38	
Magnésium	0,06	0,13	0,11	0,10	
Manganèse	0,73	1,62	1,33	1,23	
Soufre	0,98	1,81	0,08	0,96	
Carbone (b)	2,25	2,90	3,44	2,86	
Fer	93,96	91,84	93,10	92,97	
Totaux	99,98	100,00	100,19	100,6	

(a) La fonte n° 1 était passablement blanche et moyennement dure; quand on l'a produite, le lit de fusion contenait 22 1/2 lispunds de minerai de Förola, 2 1/2 d'Ormstorp, 5 de Jerna, 2 1/2 de Stenbo, 2 1/2 d'Utö et 5 de minerais divers.

Quand on a obtenu les fontes 2 et 3 à l'usine de Finspång, les laitiers présentaient les compositions indiquées par les nos 4 et 5 du tableau précédent, relatif aux laitiers.

(b) Il est à regretter que, dans l'analyse de ces fontes, on n'ait pas dosé séparément le carbone libre et celui combiné avec le fer.

Le caractère le plus frappant de ces fontes consiste dans leur pauvreté en carbone, leur richesse en silicium et en manganèse; et même, sans l'abondance de ces corps étrangers, la fonte n° 1 serait presque de l'acier. Il est remarquable de voir que, dans le n° 1 et le n° 2, qui formaient de bonnes fontes à canons, surtout le n° 2, le carbone ne constitue guère que le tiers du poids des corps étrangers; et c'en est encore moins de la moitié dans le n° 3 qui était de qualité inférieure. Quant à l'aluminium, il se trouve généralement en faible proportion dans les fontes à canons, de même que dans les laitiers.

Conséquences probables.

On ne doit poser qu'avec réserve des conclusions dont la portée serait de modifier profondément les idées qui ont cours hors de la Suède, relativement à l'influence des éléments étrangers sur les propriétés

de la fonte : néanmoins il paraît résulter des analyses et des faits exposés ci-dessus que les propriétés spéciales qui distinguent les fontes à canons de la Suède, savoir la dureté alliée à la ténacité et à l'élasticité, sont dues à la faible proportion de carbone et à son remplacement par une quantité relativement considérable de silicium, de soufre et de manganèse. C'est en grande partie à la présence de ces corps étrangers que l'on doit attribuer la tendance de ces fontes à devenir blanches; nous avons même vu que, à Aker, on passe de la fonte grise à la fonte truitée en mettant une surcharge de minerai de Herrängs, qui est très-pyriteux.

L'existence d'une très-faible quantité d'alumine dans les laitiers et d'une minime proportion d'aluminium dans les bonnes fontes à canons porterait à croire que cet élément n'est pas utile, qu'il peut même être nuisible, du moins pour ce genre de fabrication. Cependant, des observations plus multipliées seraient nécessaires pour confirmer cette conséquence. Mais, ce qui paraîtra le plus surprenant, c'est l'influence du soufre : à la vérité, même en Suède, l'opinion des métallurgistes n'est pas unanime sur cette question; néanmoins, il n'est pas douteux que des fontes remarquables par leur ténacité et leur élasticité ne puissent contenir une assez grande quantité de soufre. Si l'on fait le reproche de présenter trop de soufflures aux fontes d'Aker, qui sont produites avec des minerais très-sulfureux, on convient néanmoins que l'on fabrique dans cet établissement des canons d'une ténacité surprenante; il en est même que l'on n'a pu faire éclater en les soumettant aux plus rudes épreuves. Ainsi, lors même que l'on n'attribue pas au soufre l'une des influences principales sur les propriétés des fontes à canons sué-

Remarques sur l'influence du soufre.

doises, il faut cependant considérer ce métalloïde, sinon comme utile, du moins comme ne nuisant pas à la ténacité, à moins que la proportion n'en soit considérable.

Je dois rapporter ici une observation que m'a communiquée M. Coudriawsky, qui a été chargé pendant plusieurs années de la réception des bouches à feu commandées par le gouvernement russe, et qui a mis la plus gracieuse obligeance à me faciliter l'étude que j'ai faite de ce genre de fabrication aux usines de Stafsjö et de Finspång. Cet officier distingué m'a dit que, dans les monts Ourals, on avait fait des essais pour fabriquer des bouches à feu en fonte de première fusion (1), avec des minerais de fer oxydulé, analogues à ceux de la Suède, et que cependant, tout en cherchant à opérer dans les mêmes conditions, on n'avait pu réussir à produire des fontes comparables à celles des fonderies suédoises : cet insuccès provenait, dans son opinion, de ce que l'on n'avait pas eu soin de choisir les minerais les plus quartzeux, et surtout de ce que l'on avait éli-

(1) Il y a, dans les monts Ourals, deux fonderies de canons, à Kamensky et Verchne-Tourinsk, où l'on emploie des minerais en roche; il y a, en outre, pour les besoins de la flotte, deux autres grandes usines, dont l'une servant pour la flotte de la Baltique se trouve à Pétrozavodsk, sur le bord du lac Onéga, dans l'arrondissement d'Olonetz; l'autre est située près d'Odessa, et sert à approvisionner la flotte et les forteresses de la mer Noire.

Dans ces établissements, on coule les bouches à feu en fonte de deuxième fusion, provenant de minerais hydroxydés : à Petrozavodsk ce sont des minerais de lacs et de marais qui doivent être un peu phosphoreux; cependant les canons que l'on y fabrique ne sont pas de mauvaise qualité, bien qu'inférieurs aux canons suédois. Il est remarquable de voir que la fonte provenant de minerais de lacs, et impropre à la confection des pièces de machines, puisse néanmoins fournir des canons susceptibles de résister à l'action explosive de la poudre.

miné les minerais pyriteux, tandis que ce sont ceux-là au contraire qu'il aurait fallu employer.

Toutefois, si la constitution chimique des minerais avec lesquels on compose le lit de fusion joue un des principaux rôles dans la nature et les propriétés des fontes que l'on obtient, il est possible et même probable que les caractères minéralogiques de ces minerais, que leur état physique, leur mode d'agrégation exercent aussi quelque influence. Si, en effet, l'on excepte les minerais de Stenbo et d'Utö, qui sont regardés comme ne convenant pas essentiellement à la fabrication des bouches à feu, et que l'on sait ne devoir être employés qu'en faible quantité, il est remarquable de voir que tous les autres minerais sont à gros grains ; et même, ceux qui prédominent, et forment au moins la moitié de l'ensemble, le Förola et le Skotvång, sont des minerais à très-grandes parties, et en masses lamelleuses. L'oxydule de fer s'y trouve en cristaux presque purs, ne contenant guère que de l'oxyde de fer avec un peu de manganèse, mais pas du tout d'alumine ; et peut-être le métal qui provient de ces minerais cristallisés jouit-il de propriétés un peu différentes de celui qu'on extrait de minerais hydroxydés, où les particules ferrugineuses sont intimement mélangées d'argile et des éléments impurs qui accompagnent ordinairement cette substance. Influence possible des caractères minéralogiques des minerais.

Quoi qu'il en soit, les fontes à canons de la Suède sont remarquables par leur pauvreté en carbone, leur richesse en silicium et en manganèse. La présence d'une si faible quantité de carbone tend à rapprocher ces fontes de l'acier ; et c'est probablement à cette circonstance qu'est due la possibilité de les employer en première fusion au moulage des canons ; tandis que, dans les autres pays de l'Europe, en Angleterre, en Pauvreté en carbone des fontes à canons de la Suède.

Belgique, en France, etc., on n'emploie à cet usage que des fontes de seconde fusion (1). Comme elles sont refondues au réverbère, elles éprouvent, au contact de l'air, un commencement d'affinage : en perdant une portion de leur carbone, elles doivent tendre à se rapprocher des fontes suédoises que l'on pourrait appeler fontes aciéreuses; mais la proportion beaucoup moindre de silicium, et peut-être aussi l'absence du soufre ne leur permet pas d'avoir la même dureté (2).

Texture des fontes à canons suédoises.

Ce qui a fait la réputation des fontes suédoises, c'est qu'elles allient la dureté à la cohésion; mais pour cela il faut qu'elles soient truitées, et d'une nuance aussi blanche que possible. L'aspect extérieur de la cassure m'a offert, dans presque tous les fragments que j'ai examinés, des caractères uniformes, et qui m'ont paru très-rema quables. Les parties grises et les parties blanches

(1) Il paraît que, à une certaine époque, des essais ont eu lieu près de Ruelle, dans le Périgord, pour couler des canons en fonte de première fusion; mais que les pièces ainsi fabriquées étaient dépourvues de ténacité. Cet insuccès est facile à comprendre, car la fonte employée provenait de minerais hydroxydés, et il est vraisemblable que, dans la conduite du haut fourneau, l'on n'aura pas pris toutes les précautions dont une longue expérience a démontré la nécessité aux métallurgistes de la Suède.

(2) Lorsque j'ai visité la fonderie de Liége, en Belgique, on y employait à la fabrication des canons un mélange, en proportions égales, de fonte grise, au charbon de bois, provenant de hauts fourneaux situés entre Sambre et Meuse, et de fonte au coke des environs de Liége, qui est également grise, mais qui, à la seconde fusion, devient un peu truitée. Ce mélange produit des canons de bonne qualité; et, dans l'opinion du Major Frédéric, qui dirigeait alors l'établissement, si l'on ne pouvait disposer que d'une seule espèce de fonte, il faudrait donner la préférence à la fonte au coke. Néanmoins, à la fonderie de canons de Nevers, je n'ai vu employer qu'une seule espèce de fonte, qui est grise, et qui provient des hauts fourneaux au charbon de bois situés aux environs.

ne sont point, en général, mêlées d'une manière confuse : les grises forment des sphéroïdes ou des ellipsoïdes, dont le diamètre varie de 2 à 5 et 6 millimètres. Quelquefois ces orbicules sont à texture grenue, mais ordinairement ils offrent une texture fibreuse et radiée ; tantôt les fibres divergent toutes à partir du centre, tantôt il y a un certain nombre de rayons principaux, dont chacun forme comme l'axe d'une plume d'oiseau ; et à partir duquel se détachent de chaque de côté des fibres légèrement recourbées : c'est une sorte de cristallisation analogue à celle que présente quelquefois la neige, ou l'eau, quand elle se congèle (1). Ces orbicules, qui sont d'un gris de fumée, tirant plus ou moins sur le noir, ne se touchent pas ; mais, autour de chacun d'eux, et dans l'espace intermédiaire, se trouve une sorte d'auréole de fonte d'un blanc d'argent, et très-brillante, ayant une épaisseur qui varie de 1 à 3 millimètres, et qui va jusqu'à 4 et 5 dans les renflements ou ganglions existant çà et là, à la séparation des orbicules. On voit que, au moment de la solidification, la fonte blanche semble constituer une sorte de pâte, au sein de laquelle se développent, çà et là des centres de cristallisation stelliformes.

D'ailleurs l'enveloppe blanchâtre est également cristalline ; elle se compose de fines lamelles entrecroisées, qui souvent sont à peine distinctes à l'œil nu, mais qui se voient parfaitement à la loupe. Ces lames doivent être fort petites, autrement la fonte manquerait de ténacité. Avec un verre grossissant, on distingue dans

---

(1) Il n'est sans doute pas besoin de faire observer que, dans les fontes d'une grande tenacité, cette cristallisation ne doit pas être trop développée ; que les noyaux orbiculaires et les fibres radiées ne doivent avoir qu'une petite étendue, et être entremêlées de parties grenues ou à très-petites lames.

quelques-uns des orbicules de fonte grise des secteurs formés de fonte blanche, ou simplement parsemés de lamelles blanches. Lorsqu'un fragment à surface rugueuse est abandonné à l'air humide, c'est sur les orbicules de fonte grise que se manifeste d'abord l'oxydation.

Teinte remarquable des fontes à canons suédoises.

La structure que je viens de décrire serait peu visible sur des pièces dont l'épaisseur serait de quelques centimètres seulement; mais elle se manifeste d'une manière plus ou moins marquée dans les diverses portions de la masse qui remplit le moule d'un canon : toutefois, la zone médiane, qui doit être forée, et qui doit constituer l'âme de la pièce, s'étant refroidie le plus lentement, n'offre pas une aussi grande différence de teinte entre les deux sortes de fontes; la fonte blanche, qui constitue des auréoles autour des orbicules, ne présente plus l'aspect argentin : elle est alors plus ou moins grisâtre; et, par sa nuance, elle tend à se rapprocher de la fonte grise, qui forme l'intérieur des noyaux orbiculaires. Mais, par le forage, la partie centrale du moule est enlevée, et à la surface interne de la pièce se trouve de la fonte truitée, présentant une assez forte proportion de parties blanches. C'est principalement par la dureté résultant de cette demi-blancheur du métal, que les canons suédois sont préférables à ceux des autres pays, et sont recherchés par toutes les puissances du Nord. L'intime cohésion des molécules, jointe à l'élasticité, permet à ces pièces d'artillerie de résister à la dégradation que tend à y produire l'explosion de la poudre et la pression du boulet (1).

La fonte de seconde fusion avec laquelle on fait les canons pour la marine, et pour la défense des places

---

(1) Non-seulement les canons en fonte grise ont l'inconvénient de se détériorer plus rapidement que ceux en fonte

fortes, en France, en Angleterre et en Belgique, est, en général, beaucoup plus grise que celle employée à cet usage en Suède; et cette dernière, qui l'emporte par la dureté, ne leur est nullement inférieure sous le rapport de la ténacité. En effet, les propriétaires des fonderies suédoises montrent avec un légitime orgueil des canons que n'ont pu rompre les épreuves les plus formidables qui aient été imaginées. Mais nous avons vu que cette alliance de la dureté et de la tenacité ne peut être obtenue qu'en mettant les plus grands soins dans tous les détails de la fabrication.

D'ailleurs, si l'on compare entre elles des bouches à feu en fonte truitée, d'inégale blancheur et d'inégale dureté, ce ne sont pas les plus blanches et les plus dures qui, dans le service ordinaire, sont exposées à éclater le plus promptement; et, sous ce rapport, l'expérience vient démentir les présomptions que l'on aurait pu former, d'après les propriétés connues de la fonte. A la vérité, dans les épreuves à fortes surcharges, le risque d'explosion paraît être un peu plus grand pour la fonte la plus blanche, surtout quand il s'agit de grosses pièces, qui subissent des épreuves proportionnées à leur calibre. Mais, dans l'usage habituel, les pièces formées de la fonte la plus blanche l'emportent d'une manière bien prononcée; l'expérience a montré qu'elles peuvent résister à un nombre beaucoup plus considérable de coups modérés. Avantage des fontes les moins grises.

---

demi-blanche, mais le tir y perd peu à peu de sa force et de sa justesse. Il se forme ce que l'on appelle des *logements* dans l'âme de la pièce: la pression qu'exerce le boulet contre la surface interne y produit un refoulement des molécules, lorsque la fonte est trop molle; et le vide, en s'aggrandissant ainsi, présente une section supérieure à celle du projectile.

Altération des canons en fonte.

On n'a pas, que je sache, fait d'observations approfondies sur le mode d'altération qu'éprouve par l'usage la fonte à canons : seulement on sait que cette altération est fort peu apparente (1); et, quand on examine l'âme d'une pièce qui a éclaté après un long service, c'est seulement à l'aide de la loupe que l'on peut reconnaître la détérioration et discerner de petites crevasses. Il n'y a point ici d'affouillement comme dans les pièces en bronze; et, c'est même cette circonstance qui, dans beaucoup de pays, a empêché de devenir général (2) l'usage des canons en fonte. Car la difficulté de pouvoir constater si une pièce n'est pas arrivée à un état tel qu'il y ait danger d'explosion, et qu'il faille la mettre au rebut, cette difficulté détruit la con-

(1) La dégradation produite par le tir dans les bouches à feu doit être fort complexe : il y a d'abord un effet chimique, provenant de l'action des vapeurs nitreuses et sulfureuses, ainsi que de la tendance du soufre à former avec le fer un sulfure, qui est cassant : il y a, en outre, un effet mécanique de désagrégation, produit par les gaz qui tendent à s'introduire entre les particules de fonte et de graphite, à y produire des affouillements ou de petites fissures. Néanmoins, cette désagrégation est fort peu marquée, et il est vraisemblable que le tir répété un grand nombre de fois produit dans la fonte des canons une modification moléculaire, comparable à celle qu'un long usage développe dans les essieux des locomotives. Lors même qu'une pièce a subi avec succès une très-forte épreuve, sa cohésion a été altérée, et il n'est pas rare de la voir éclater peu de temps après, sous une charge modérée. D'un autre côté, le tir ordinaire, répété dix-huit cents à deux mille fois, produit une modification lente, un affaiblissement de cohésion qui équivaut à l'altération produite instantanément par une épreuve à outrance.

(2) En France, l'usage des canons en fonte est limité à l'artillerie de marine et à l'armement des places fortes; on ne les emploie pas de même que dans les pays du Nord, comme pièces de campagne. Cependant, comme celles-ci ont un diamètre plus petit eu égard à leur longueur, leur résistance à l'explosion est relativement plus considérable, car la portion

fiance que l'on aurait à s'en servir. Souvent, c'est d'après l'état de conservation de la lumière que l'on juge si la pièce est en bon état ; on la rebute quand la lumière est échancrée ou dentelée. Mais cet indice n'a aucune précision, car il arrive maintes fois que la lumière se détériore avant que la pièce soit devenue mauvaise (1); et même, dans beaucoup de pays, on a pris l'habitude de loger dans le canon un grain de lumière confectionné à part, en bronze ou en acier. Dans ce cas, on n'a plus de guide et l'on se borne à mettre la pièce au rebut, lorsqu'elle a tiré un certain nombre de coups. Mais c'est ici que se manifeste la supériorité de l'artillerie suédoise ; en effet, tandis que les canons en fonte d'autres pays doivent être mis au rebut après 1000 à 1.200 coups, ceux de la Suède supportent, sans danger d'explosion, 1.800 à 2.000 coups ; on ne les rejette même que quand ils ont éprouvé une détérioration bien marquée ; et l'expérience a prouvé que, plus le métal était blanc, plus il pouvait rester de temps en état de service.

Cylindre étalon servant à vérifier le degré de blancheur de la fonte.

Aussi, indépendamment de la surveillance de la marche du haut fourneau, les officiers chargés de la réception des bouches à feu tiennent surtout à s'assurer si la fonte a une blancheur suffisante. Voici quel est, à cet effet, l'usage suivi depuis longtemps : au commencement de la campagne, on coule plusieurs petits cylindres en fonte que l'on brise : on en choisit un dont la

---

de l'âme qui renferme la charge occupe plus d'étendue, et par suite l'effort produit par la force expansive sur l'unité de surface est moindre. D'ailleurs nous verrons plus loin que le poids des canons en fonte n'excède pas beaucoup celui des pièces en bronze.

(1) La lumière des canons en fonte suédois résiste à six ou sept cents coups, tandis que trois ou quatre cents suffisent pour dégrader la lumière des bouches à feu en fonte anglaise.

nuance soit satisfaisante et qui puisse servir de type; le représentant de l'État qui a fait la commande en conserve une moitié revêtue du cachet du fabricant; et ce dernier conserve l'autre moitié, sur laquelle l'officier a mis son cachet; on va voir que ce sont ces pièces qui servent, pour ainsi dire, de pierres de touche. Au moment où la fonte coule le long de la rigole pour aller remplir le moule d'un canon, on en puise un peu avec une cuiller et on la verse dans un moule cylindrique en terre, ayant 12 à 13 centimètres de diamètre. Puis, après solidification, on casse cette barre, et on la compare avec le cylindre type : si la fonte est notablement plus grise (1), l'officier a le droit de refuser la pièce, sans qu'il y ait lieu d'exécuter aucune épreuve ultérieure; ce qui est un point important, car ainsi se trouve évitée la dépense du forage et du tournage. Si la fonte est plus blanche que celle du cylindre type, cela n'en vaut que mieux, seulement on conçoit que si la blancheur était complète, le métal aurait trop de dureté pour que le foret pût l'entamer, et surtout pour que l'on pût travailler les tourillons, qui sont la partie la plus dure.

On comprend, d'ailleurs, que la fonte qui remplit le moule d'un canon est toujours moins blanche que celle du cylindre d'essai, vu que celle-ci étant en masse beaucoup moins volumineuse se refroidit plus vite. Il y a aussi quelque différence dans la texture : la fonte du petit cylindre est plus lamelleuse, surtout vers la périphérie; mais, dans la partie centrale, la texture est presque la même que dans la masse du canon, c'est-à-

(1) Lorsque la fonte est reconnue trop grise, on modifie immédiatement la composition des charges, et l'on augmente la proportion du minerai relativement au charbon.

dire qu'elle offre des orbicules radiés de fonte grise, entourés d'une enveloppe de fonte blanche, à petites lames. Les nuances tendent aussi à s'égaliser ; de façon que l'on peut très-bien se faire une idée approximative de ce que doit être la fonte qui forme la bouche à feu, d'après l'aspect de la cassure du cylindre d'essai.

Barre d'essai servant à constater la cohésion de la fonte.

Il y a quelques années, on coulait fréquemment une barre de fonte d'essai pour être soumise à des expériences permettant d'en constater directement la cohésion : le moule en terre était alors prismatique, à base carrée, de 5 centimètres de côté, sur 55 centimètres de longueur. Après refroidissement, la barre, qui pesait environ 12 kilogrammes, était engagée jusqu'à la moitié de sa longueur au dedans d'un étui solidement encastré dans un mur. A 6 centimètres du point où la barre sortait de l'étui, on y fixait, au moyen d'une bride ou anneau, un levier en fer long de $1^m,54$, et portant à son extrémité un plateau sur lequel on mettait des poids de plus en plus forts, jusqu'à ce qu'il y eût rupture. La barre se brisant toujours au point où elle pénétrait dans le mur, le bras du levier était de $1^m,60$; quant au poids du levier, il était de 26 kilogrammes, agissant à son centre de gravité, ou de 14 kilogrammes agissant à l'extrémité du levier. La barre de fonte était regardée comme ayant une cohésion suffisante, lorsqu'elle ne se rompait que sous un poids de 280 à 290 kilogrammes, sans y comprendre le poids du levier, ce qui équivaut à 300 kilogrammes si l'on en tient compte. En appliquant les formules connues (1), on trouve pour représenter la résistance maximum de cette fonte à l'extension et à la compression un nombre

(1) Dans le cas actuel la formule qui exprime la résistance maximum, R, à l'extension et à la compression est très-simple

voisin de 22.000.000 (1). Néanmoins, le mode d'épreuve que je viens d'exposer ne conduisait pas à des résultats bien concluants, car la cohésion de la fonte refroidie en grandes masses ne paraît pas varier proportionnellement à celle de petites barres d'essai. D'ailleurs, les circonstances qui déterminent la rupture de ces prismes, sous l'action graduellement croissante de la pesanteur, sont bien différentes de celles qui produisent l'explosion d'une bouche à feu; aussi ce mode d'essai est-il aujourd'hui rarement usité.

Expériences sur la densité des canons en fonte.

En 1843 et 1844, les officiers prussiens chargés de la réception des bouches à feu ont fait à l'usine de Finspång des expériences intéressantes, concernant la densité de la masse des canons, cette densité étant mesurée sur tout l'ensemble, après forage et tournage. Les pièces étaient suspendues à l'aide de chaînes, et on les plongeait dans de l'eau, avec une légère inclinaison, de telle sorte que l'air pût se dégager. On retranchait ensuite de la différence de poids que présentait le canon, pesé successivement dans l'air et dans l'eau, la diminution éprouvée par la portion de la chaîne qui se trouvait immergée; et celle-ci s'obtenait par une nouvelle pesée, une marque ayant été faite au point où s'arrêtait l'immersion. Le tableau ci-après fait connaître les résultats de ces expériences que l'on a bien voulu me communiquer :

---

et se réduit à $R = \frac{P \times L \times 6}{C^3}$, P le poids qui agit à l'extrémité du levier étant exprimé en kilogrammes, L la longueur du levier exprimé en mètres, ainsi que le côté C de la base du prisme de fonte.

(1) Le chiffre ainsi obtenu est utile pour classer entre elles des fontes soumises à la même expérience; mais il n'exprime nullement la valeur des deux résistances élémentaires, fort différentes, comme on sait, au point de vue de rupture. (*Note de la rédaction.*)

Tableau d'expériences sur la pesanteur spécifique des canons en fonte coulés à l'usine de Finspang.

CANONS dont on a pris la densité.	Température de l'eau en degrés centigrades.	Numéros des pièces.	CHARGES dans le haut-fourneau. Nombre des charges qui ont fourni la fonte du canon.	Poids de minerai contenu dans chaque charge en lispunds de 8k,500.	Poids du canon en livres prussiennes de 0k,468.	Numéro de la barre d'essai correspondant au degré de blancheur de la fonte.	QUALITÉS de la fonte.	DENSITÉS de la barre d'essai.	de la bouche à feu.	Observations.
Canons de 12 coulés en 1843.	10,00	1	21	41,00	3.037	4	bonne	7.315	7.350	(a)
	9,50	2	21	41,50	3.017	3	»	7.322	7.322	
	9,00	3	22	40,50	3.033	2	»	7.286	7.320	
	9,00	4	21	40,50	3.032	2	»	7.322	7.316	
	9,00	5	21	40,50	3.041	3	»	7.404	7.324	
	9,00	6	21	41,50	3.614	2	»	7.265	7.312	
Moyennes.	9,20	»	21	40,90	3.129	2,7	»	7.319	7.324	
Canons de 24, coulés en 1843.	18,51	90	34	36,50	6.643	3	assez bonne	7.273	7.319	(b)
	17,51	91	33	38,00	6.651	3	bonne	7.314	7.366	
	18,51	92	32	38,50	6.564	1	*id.*	7.209	7.244	
	17,00	93	38	35,50	6.623	3	médiocre	7.346	7.289	
	17,00	94	35	36,50	6.653	4	assez bonne	7 314	7.369	
	18,00	95	36	35,50	6.618	1	*id.*	7.231	7.268	
	18,00	96	35	36,50	6.627	2	*id.*	7.264	7.285	
	18,00	97	33	38,50	6.633	3	bonne	7.288	7.314	
	15,50	98	32	41,00	6.685	5	*id.*	7.302	7 363	
	16,50	99	35	38,50	6.598	2	*id.*	7.207	7.291	
	16,50	100	33	40,50	6.615	2	*id.*	7.188	7.287	
	16,50	101	33	40,50	6 636	3	*id.*	7.241	7.330	
	16,00	102	35	38,00	6.605	2	*id.*	7.189	7.297	
	17,50	103	35	38,00	6.628	2	*id.*	7.221	7.299	
	16,50	104	32	41,00	6.634	2	*id.*	7.365	7.290	
	16,00	105	33	40,50	6.660	3	*id.*	7.322	7.310	
	18,00	106	36	36,00	6.652	5	médiocre	7.354	7.349	
	17,50	107	34	38,00	6.630	2	bonne	7.211	7.298	
	16,00	108	36	36,50	6.630	3	assez bonne	7.220	7.304	
	17,00	109	35	38,00	6.634	2	bonne	7.275	7.296	
	17,00	110	34	38,50	6.620	2	*id.*	7.214	7.301	
	17,50	111	34	38,00	6.637	4	*id.*	7.188	7.341	
	16,50	112	31	41,00	6.652	3	*id.*	7.240	7.332	
	16,50	113	34	38,50	6.596	2	*id.*	7.199	7.291	
	17,00	114	34	38,50	6.665	5	*id.*	7.392	7.356	
	17,00	115	34	38,50	6.631	3	*id.*	7.285	7.311	
	17,00	116	34	38,00	6.637	2	*id.*	7.205	7.307	
	17,00	117	34	38,00	6.654	4	*id.*	7.348	7.346	
Canons à bombe de 25, coulés en 1844.	17,00	118	33	42,00	6.643	3	*id.*	7.255	7.318	
	16,50	119	33	42,00	6.663	4	*id.*	7.347	7.393	
	16,00	120	33	42,00	6.678	3	*id.*	7.340	7.309	
	16,50	121	32	41,00	6.609	2	*id.*	7.228	7.318	
Id. en 1843.	16,00	5	33	40,00	6.572	1	*id.*	7.194	7.265	
	16,00	6	38	35,00	6.674	6	passable	7.438	7.376	
Moyennes.	16,90	»	34	38,60	6.633	2,8	»	7.270	7.316	

(a) Les fontes sont classées en 10 numéros, d'après leur nuance plus ou moins blanche. La fonte la plus grise que l'on puisse accepter comme fonte à canon porte le n° 1; le n° 10 correspond à la fonte la plus blanche et la plus dure, mais telles cependant que les tourillons puissent encore être tournés.

(b) Dans cette partie de la campagne, le charbon a porté un peu moins de minerai, et les canons que l'on a fondus ont présenté, en général, une densité sensiblement plus faible.

Suite du tableau précédent.

CANONS dont on a pris la densité.	Température de l'eau en degrés centigrades.	Numéros des pièces.	CHARGES dans le haut-fourneau. Nombre des charges qui ont fourni la charge du canon.	CHARGES dans le haut-fourneau. Poids de minerai contenu dans chaque charge en lispunds de $8^k,500$.	Poids du canon en livres prussiennes de $0^k,468$.	Numéro de la barre d'essai correspondant au degré de blancheur de la fonte.	Qualité de la fonte.	DENSITÉS de la barre d'essai.	DENSITÉS de la bouche à feu.	Observations.
Canons à bombes de 50, coulés en 1844.	16,00	1	31	40,50	12 060	2	bonne	7.190	7.288	(a)
	17.00		34	42,50		1	id.	7.113		
	16,00	3	34	40,50	12.073	3	id.	7.218	7.319	
	16,00		34	42,00		1	id.	7.171		
	17,50	4	30	41,50	12.174	4	id.	7.263	7.396	
	17,50		33	43,00		3	id.	7.257		
	16,00	5	33	40,50	12.121	3	id.	7.260	7.375	
	16,00		35	42,00		3	id.	7.252		
	16,00	6	32	41,50	12.129	3	id.	7.218	7.382	
	16,00		34	43,00		3	id.	7.270		
	14,00	7	33	41,00	12.287	5	id.	7.377	7.451	
	18,00		35	42,50		8	id.	7.473		
	13,00	8	32	40,50	12.150	5	id.	7.394	7.339	
	18,00		33	42,50		2	»	7.258		
	14,00	9	31	41,00	12.201	4	»	7.422	7.339	
	18,00		33	42,00		4	»	7.314		
	14,00	10	33	40,50	12.150	5	»	7.462	7.337	
	18,00		33	43,00		2	»	7.211		
	14,00	11	30	40,50	12.179	3	»	7.184	7.422	
	16,00		33	43,00		2	»	7.473		
	14,00	12	32	40,50	12.137	4	»	7.395	7.382	
	16.00		33	43,00		4	»	7.227		
	15,00	13	32	40,50	12.197	4	»	7 403	7.349	
	16.00		33	43,00		3	»	7.271		
	13.00	14	32	42,00	12.243	6	»	7.392	7.442	
	14,00		34	43,50		4	»	7.356		
	13,00	15	32	42,00	12.190	8	»	7.455	7.466	
	14,00		34	43,50		5	»	7.398		
	13,00	16	31	41,50	12.195	5	»	7.296	7.365	
	14,00		33	43,50		4	»	7.213		
	10,00	17	31	42,00	12.292	5	»	7.382	7.429	
	13,00		33	44,00		4	»	7.217		
	5,00	18	32	41,00	12.257	8	»	7.409	7.474	
	6,00		33	43,00		10	»	7.319		
	5,00	19	32	40,50	12.175	6	»	7.369	7.426	
	6,00		33	42,00		8	»	7.447		
	3,00	20	31	42,00	»	3	»	7.333	7.365	
	3,00		33	43,50		4	»	7 332		
	3,00	21	»	»	»	4	»	7.354	7.389	
	3,00		»	»		3	»	7.201		
	1,00	22	38	35,50	12.142	4	»	7.354	7.448	
	3,00		38	38,00		4	»	7.374		
Moyennes.	7,50	»	33	41,70	12.176	4,2	»	7.318	7.393	

(a) La fonte avec laquelle on a coulé ces canons ayant été fournie par deux hauts fourneaux, on a indiqué le nombre des charges qui ont été versées par chacun d'eux, ainsi que le numéro et la densité de chacun des cylindres d'essai.

Le canon à bombes de 25 n° 5 et le canon à bombes de 50 n° 1 ayant éclaté à l'épreuve de contrôle, on a pris la densité des fragments et on a trouvé :

	N° 5.	N° 1.
1° A la tulipe (ou embouchure)...	7.217	7.300
2° Aux tourillons.............	7.218	7 320
3° A la culasse...............	7.194	7.287
Moyennes......	7.209	7.302

Conséquences de ce tableau.

Ce tableau montre que la pesanteur spécifique des fontes à canons est susceptible de présenter d'assez grandes inégalités ; c'est pour la fonte qui constitue les barres d'essai que les limites de variations sont les plus étendues : ces limites sont comprises entre 7.170 et 7.473 ; tandis que, pour la masse des canons, les limites sont seulement de 7.244 à 7.474. On a observé que la densité est d'autant moindre que l'allure du haut fourneau est plus chaude ; ainsi dans une expérience faite sur un canon qui avait été coulé à l'air chaud, on a trouvé sa densité égale à 7.000 seulement.

Les inégalités qui ont lieu dans la densité des diverses pièces tiennent à deux causes différentes, 1° à la différence de poids des particules, différence qui dépend de leur état de combinaison ou de leur degré de blancheur ; 2° au nombre plus ou moins grand de soufflures existant dans la fonte. On sait que la fonte blanche est plus dense que la grise ; et, pour cette raison, les barres d'essai devraient avoir une pesanteur spécifique plus grande que les canons, car le métal qui les forme est plus blanc ; mais aussi il présente, en général, plus de soufflures que la masse des canons ; d'autant plus que, dans ceux-ci, les soufflures occupent principalement la partie centrale, qui est enlevée par le forage. D'ailleurs, les canons ayant la plus forte densité sont, en général, les meilleurs, parce qu'ils sont formés de la fonte la plus blanche ; ils seraient peut être plus exposés à éclater dans une épreuve extraordinaire, mais ce sont eux qui se détériorent le moins dans l'usage habituel.

Confection des moules à canons.

Je vais actuellement décrire la manière dont s'effectue le moulage des canons. La confection des moules n'a pas lieu tout à fait de la même manière que dans les

autres pays : ainsi, en France et en Belgique, les moules en terre sont maintenus par un châssis en fonte, tandis qu'en Suède, on ne se sert d'une pareille enveloppe que pour de petites pièces, celles au-dessous de 12. C'est que les fonderies suédoises fabriquent des canons pour les différentes puissances du Nord, qui n'ont pas toutes le même modèle et qui les changent même fréquemment ; il faudrait alors un grand nombre de châssis en fonte, qui ne serviraient qu'un petit nombre de fois. On y supplée au moyen d'un système d'armatures ou treillage de bandes de fer, qui embrasse la surface de révolution suivant ses méridiens et ses parallèles. Sur le modèle en bois, qui coûte de 10 à 15 francs pour des pièces de 12 à 24 (1), on applique une couche de terre grasse, corroyée et propre au moulage, de 5 à 6 millimètres seulement d'épaisseur. Au-dessus, on dispose plusieurs bandes de filasse que l'on consolide avec du fil de fer ; et, sur cette première couche de terre, on en met une deuxième, puis une troisième, qui est formée de la terre la plus fine. Alors on fixe le moule à un axe horizontal ; et, à l'aide d'une manivelle, on le fait tourner contre le bord d'une planche taillée en biseau aigu, de

---

(1) Le modèle des canons est fait avec du bois de bouleau ou de sapin ; il coûte 2 à 3 francs pour le prix du bois, plus 8 à 12 francs pour sept à dix jours de façon, soit en tout 10 à 15 fr. Pour une commande de trente à quarante pièces, on fait ordinairement quatre modèles en bois, semblables, de façon que l'on puisse travailler à quatre moules à la fois.

A Aker et Finspång le modèle en bois présente exactement la forme que doit avoir le canon terminé : c'est-à-dire que, un peu en avant des tourillons, sa surface se déprime d'une manière brusque ; mais à Stafsjö, au lieu de diminuer subitement le diamètre du moule, on lui donne à partir de la culasse la forme exacte d'un tronc de cône, et c'est plus tard, en tournant la surface extérieure du canon, qu'on la ramène à la forme voulue.

manière à lui donner extérieurement une surface de révolution. Ensuite on fait sécher légèrement, pour expulser la plus grande partie de l'humidité contenue dans cette première zone, qui n'a pas plus de 15 à 18 millimètres d'épaisseur. Puis, on fait fondre du goudron ; et, quand il est bien chaud, on l'étend avec un pinceau à la surface du moule, qui l'absorbe rapidement; et, par dessus, on frotte avec de la graisse. On pense que cet enduit de goudron et de graisse empêche l'humidité des couches d'argile qui vont être déposées ensuite de pénétrer jusqu'au modèle en bois, ce qui le ferait gonfler. Puis il se contracterait par la dessiccation que l'on fait ultérieurement et il se produirait ainsi de notables déformations.

D'ailleurs, c'est avant de goudronner qu'il faut placer les tourillons en bois, s'ils ne sont pas déjà fixés : à Stafsjö et à Finspang, on les ajuste dès le commencement; mais à Aker on attend à avoir revêtu le modèle du canon de cette première enveloppe de terre. A la place que les tourillons doivent occuper, l'ouvrier enlève la terre avec précaution, en formant un vide circulaire, où ils viennent s'ajuster : on les enfonce dans un axe en fer, auquel on les fixe à l'aide d'un boulon.

Le mouleur prend ensuite un mélange de terre et de crottin de cheval (1), qui doit être fait avec

(1) La terre mêlée de crottin qui a servi une fois ne doit plus être employée de nouveau, car elle est cuite et presque au même état que de la brique. On la répand sur les terres labourées, où elle se comporte à la manière d'un engrais lent, à mesure qu'elle se délite sous l'action de la gelée et de la pluie.

A Finspång les matières servant à la confection des moules sont corroyées sur un plateau en fonte, au moyen d'une meule en bois, en forme de tronc de cône, à axe horizontal, lequel est lié à l'arbre vertical d'un manége. Mais à Aker et à Stafsjö c'est par un piétinement que la terre est préparée.

soin, malaxé et corroyé par une machine ou piétiné par des manœuvres. Une première couche de ce mélange est appliquée sur une épaisseur d'environ 1 centimètre et demi; puis on place, de distance en distance, des anneaux en fer battu, bien soudés, qui ont 18 à 20 millimètres d'épaisseur, sur 30 à 40 de hauteur, ou même plus, suivant les dimensions des pièces. On introduit ces anneaux par la partie la plus étroite du moule, qui est conique, et on les pousse jusqu'au point où ils s'appliquent exactement. Ensuite on fait sécher la masse sur un feu de charbon; on relie le moule de la masselotte (1) et on dispose, dans le sens de la longueur, des barres de fer plates, ayant à peu près la même largeur et la même épaisseur que les anneaux situés au-dessous, et recourbées en crochet à leurs deux extrémités. On met quatre à six de ces barres, suivant la grosseur des pièces, et l'on ajoute des barres supplémentaires, qui n'occupent que la portion située entre le bouton et le tourillon, sur lequel on les applique en les recourbant à angle droit. On remplit ensuite tout l'espace intermédiaire avec un mélange de terre et de crottin, sur lequel on dispose, de 30 en 30 centimètres, de nouveaux anneaux, qui sont destinés à maintenir les barres, et qui, au lieu d'être soudés, comme les précédents, sont percés de plusieurs trous à un de leurs bouts, tandis que l'autre bout est recourbé en forme de crochet, dont on enfonce la pointe dans l'un des trous, de manière à serrer l'anneau fortement. On garnit ensuite de terre les intervalles qui les séparent (2), puis

---

(1) Le modèle en bois de la masselotte est un cylindre creux que l'on ajuste sur le prolongement du modèle du canon (voir la Pl. IV, *fig.* 4 et 5).

(2) J'ai mesuré à Finspång l'épaisseur de terre formant le

on enlève les tourillons en bois, qui laissent alors un vide cylindrique ; à la base on place un disque en fonte recouvert sur l'une de ses faces d'une rondelle d'argile. Le moule étant achevé extérieurement, on le fait encore sécher; ensuite on détache séparément le modèle en bois de la masselotte, et celui du canon, qui forment deux troncs de cône. Puis on ajuste le moule du bouton, qui est fait à part, et de la même manière que celui du canon ; du reste les détails de sa confection sont suffisamment indiqués par les *fig.* 7, 12 et suivantes, Pl. IV. Les pièces de fer qui forment l'armature du bouton dans le sens des méridiens, sont recourbées en crochet du côté de la base, de façon que l'ajustage du bouton a lieu très-simplement et est maintenu par des anneaux.

Il reste encore à faire sécher intérieurement le moule de la pièce : pour cela on fait du feu dedans, soit avec des fagots, soit avec des charbons roux, et, quand le bois est brûlé, on enlève les cendres avec un balai. Puis, l'intérieur du moule étant encore bien chaud, on délaye de la couleur noire préparée en mélangeant un peu d'argile avec de la poussière de charbon très-fine. On trempe dans cette composition un pinceau fixé à un long manche, et l'on badigeonne ainsi l'intérieur du moule. Les particules de charbon sont absorbées ; et, comme le moule est encore chaud, l'eau entre immédiatement en vapeur. L'application de cette sorte d'enduit a pour but d'empêcher la fonte d'adhérer trop fortement à la terre, que l'on aurait ensuite de la peine à détacher. Le moule étant achevé, on le suspend au moyen des crochets qui terminent l'armature longitudi-

---

moule d'un canon de 84 qui venait d'être coulé et j'ai trouvé qu'elle est de 9 à 10 centimètres sur presque toute l'étendue du canon.

nale ; on le descend dans la fosse consacrée à cet usage, et on l'entoure de terre.

Main-d'œuvre pour la confection des moules à canons.

La confection du moule d'un canon emploie un assez grand nombre d'ouvriers : un gamin pile le charbon ; deux manœuvres sont occupés à préparer la terre, à la piétiner ; deux ouvriers travaillent au moule ; ordinairement il y a dans un atelier huit à dix mouleurs et six à sept ouvriers divers. Quatre pièces sont en œuvre à la fois, et leur façon dure environ quatre jours, de telle sorte qu'il y en a une de prête chaque jour. La dépense du moulage d'un canon correspond à un nombre de journées d'ouvriers variant de huit à quinze, suivant les dimensions de la pièce ; ainsi dans le moulage de pièces de 25 à 50 on a :

	Journées.
Pour la préparation de la terre et du charbon.	1 1/2
Pour la confection du moule.	8 1/2
Pour encaver la forme, et ensuite pour la déterrer, et détacher la terre qui s'y trouve adhérente.	5
Total.	15

Comme le prix de la journée de travail est de 1f.25 à 1f.50, cela fait de 12 à 20 francs de main-d'œuvre.

Autres frais pour la confection des moules.

Nous avons vu que le modèle en bois coûte de 10 à 15 francs ; mais le même modèle peut servir un grand nombre de fois, de façon que cette partie de la dépense ne monte pas ordinairement à plus de 1 à 2 francs par pièce. Pour la dessication du moule on brûle ordinairement de 1 à 2 stères de charbon, et souvent plus, soit pour 4 francs en moyenne. Il y a un autre article de frais qui n'est pas négligeable, c'est l'entretien des armatures : la grande chaleur qui se répand dans le moule, quand on y coule la fonte, se communique à l'armature en fer, la brûle et la détériore promptement ; aussi ces pièces de fer doivent être rebattues chaque fois, et sont usées après quinze ou vingt moulages ; on

peut estimer de 2 à 3 francs par pièce les frais d'entretien de ces armatures; il faut ajouter 5 à 6 francs pour tenir compte des moules défectueux et des frais divers, de façon que le moulage d'une pièce de 24 revient à une trentaine de francs.

On ne coule point les canons à heure fixe, on attend qu'une suffisante quantité de fonte soit rassemblée dans le creuset. On a formé avec de la terre grasse, sur le sol de la fonderie, une rigole conduisant vers le moule, dans l'axe duquel vient se jeter la fonte. Lorsque les pièces sont de grandes dimensions, et doivent peser plus de 10 à 12 mille kilogrammes, avant d'être travaillées, le métal des deux hauts fourneaux ne suffirait pas, il faut alors se servir d'un fourneau à réverbère; mais la fonte que l'on y liquéfie ne doit servir qu'à produire la masselotte; et le mélange qu'elle peut former avec celle déjà versée n'a lieu que dans la portion voisine de l'embouchure, et principalement dans la zone centrale, qui disparaît par le forage. Lorsque le métal fourni par les deux hauts fourneaux s'est écoulé dans le moule, l'officier d'artillerie y enfonce une tige de fer pour s'assurer du niveau auquel se trouve la fonte; et, dans le cas où il n'aurait pas atteint la masselotte, la pièce serait refusée. On débouche ensuite l'orifice du canal qui conduit au fond de la sole du fourneau à réverbère, et l'on fait couler la fonte vers le moule, par une rigole; ou bien, on la reçoit dans de vastes poches que l'on suspend à une grue, et que l'on amène au-dessus du moule.

Coulée de la fonte.

Les fourneaux à réverbère employés dans les usines suédoises sont chauffés à la houille, ce qui est plus dispendieux que si l'on employait du bois; mais on a remarqué qu'avec le combustible végétal, il est difficile d'obtenir une chaleur assez élevée et de donner à la

Emploi de fourneaux à réverbère dans la confection des canons.

fonte une liquidité parfaite. Dans un réverbère on fond 1.500 à 2.000 kilogrammes de fonte en trois ou quatre heures de temps; et, pour liquéfier une tonne de métal, on brûle de 9 à 11 hectolitres de houille anglaise, coûtant 2f.60 à 2f.80 l'hectolitre : le déchet sur la fonte varie de 10 à 12 p. 100. La fonte qu'on liquéfie au réverbère consiste en segments d'anciennes masselottes que l'on a coupées au tour, ou en fragments de canons rebutés. Il n'est pas possible d'employer la tournure ou la limaille de fonte provenant du forage et tournage des canons; car ces menus débris présentant une large surface à l'air s'affinent rapidement, et passent à l'état de carcas. Aussi, pour les utiliser, on les passe au haut fourneau, après avoir agrégé la limaille en forme de boules, au moyen d'un peu d'agile.

Bonne exécution du travail mécanique des canons.

Le travail mécanique des canons est généralement bien exécuté dans les usines suédoises, surtout à Aker et à Finspång; les pièces sont tournées sur leur surface extérieure, puis elles sont forées, et c'est en dernier lieu qu'on travaille les tourillons. Le tournage a lieu avant le forage, afin que la pièce soit bien centrée, relativement à son contour extérieur. Le tournage enlève à la surface du canon une épaisseur de 12 à 13 millimètres, ce qui fait une diminution en diamètre de 2 1/2 centimètres; mais, comme dans le coulage la masse de fonte qui remplit le moule le gonfle d'une douzaine de millimètres, il suffit de donner au modèle un diamètre supérieur de 12 à 13 millimètres à celui que doit avoir la pièce tournée. Il y a dans chaque usine deux tours pour la surface des canons, et une machine à raboter : à Finspång, qui est l'établissement le mieux pourvu sous le rapport de l'outillage, il y a, en outre, deux machines pour tourner les tourillons et six pour forer les canons. Mais, dans chacune des usines

d'Aker et de Stafsjö, il n'y a que quatre appareils de forage et un de tournage pour les tourillons ; tous sont mis en mouvement par des roues hydrauliques.

Chaque tour à canons emploie deux ouvriers à la fois, ce qui fait quatre par vingt-quatre heures ; un outil de forage n'emploie qu'un ouvrier à la fois, ou deux par vingt-quatre heures, et il en est de même des outils servant à tourner les tourillons. On compte en outre cinq à six burineurs et ouvriers divers ; aussi, quand ces ateliers sont en pleine activité, ils emploient de vingt à vingt-cinq ouvriers aux usines d'Aker et Stafsjö, et vingt-cinq à trente à Finspång. D'ailleurs, un ou deux ouvriers forgerons avec un aide sont constamment occupés à l'entretien des outils qui sont d'autant plus rapidement émoussés que la fonte est plus blanche et plus dure (1). Main-d'œuvre.

Voici l'indication du travail qu'exige une pièce de 25 à 30 :

	Journées.
1° Déterrer la forme, nettoyer la surface de la pièce et couper la masselotte.	2,50
2° Tourner l'extérieur du canon.	3,00
3° Forer et aléser l'âme du canon.	6,00
4° Tourner les tourillons.	1,50
5° Limer, raboter, buriner et travaux divers.	4,00
Total.	17,00

(1) La forme que l'on donne aux canons dans les divers pays de l'Europe semble ne pas être la plus convenable, du moins au point de vue théorique : ainsi il semblerait rationnel que le fond de l'âme, où la poudre fait explosion, offrît une surface hémisphérique plutôt que de se terminer par un plan. D'ailleurs, la surface extérieure de la culasse devrait aussi se rapprocher d'un hémisphère plus ou moins renflé dans la partie occupée par le bouton. Quand à la tulipe, ou partie située entre l'embouchure et les tourillons, le danger d'explosion y est faible, car au moment où les gaz de la poudre y font sentir leur force expansive, ils ont déjà acquis un assez grand vo-

à 1f, 40 en moyenne (1) cela fait 23f, 80 ; il faut y ajouter environ 6f, 20 pour l'entretien des outils, dont les trois cinquièmes en main d'œuvre, et les deux autres cinquièmes en charbon, fer, acier, etc., de façon que le travail d'une pièce de vingt-cinq à trente coûte environ une trentaine de francs.

Diminution de poids des canons provenant du travail mécanique.

Par la séparation de la masselotte, le forage et le tournage, les canons d'un très-fort calibre perdent les deux cinquièmes et quelquefois même près de la moitié de leur poids ; c'est ce qui avait lieu notamment pour les canons à bombe de cent vingt que j'ai vu travailler à Stafsjö pour la Russie. Mais, pour les pièces ordinaires, de vingt-quatre à trente-six, la diminution de poids n'est pas ordinairement de beaucoup plus d'un tiers par le travail mécanique. La masselotte de ces canons pèse de 6 à 800 kilogrammes, environ le cinquième de la masse avant forage. Pour les très-petites pièces, de 80 à 100 kilogrammes, la masselotte a un poids relatif plus considérable et qui s'élève à près de la moitié du poids de la pièce après forage. On trouvera plus loin (voir le tableau de la page 459) l'indication du poids et du prix des pièces de divers calibres.

---

lume, leur action est presque amortie; d'ailleurs, le boulet ayant déjà pris sa direction, les pressions et les chocs latéraux sont moins redoutables. Il semblerait donc possible, et sans courir de danger, de diminuer graduellement l'épaisseur de la pièce, à mesure que l'on approche de l'embouchure.

(1) Le prix de la main-d'œuvre est en réalité un peu plus élevé, si l'on tient compte des avantages que l'on fait aux ouvriers résidants ; ainsi, on leur donne un logement gratuit, avec du bois de chauffage à discrétion, et un petit terrain à cultiver. On leur vend, en outre, à prix réduit, une certaine quantité de tonneaux de seigle et d'orge; tous ces avantages sont équivalents à une augmentation de salaire de 35 à 40 centimes par jour.

Avant d'être acceptées, les bouches à feu sont, suivant l'usage, l'objet d'une vérification minutieuse : on constate si le centrage est satisfaisant, et si les différentes parties du travail mécanique sont bien exécutées. Le gouvernement suédois affecte à la réception des canons des officiers d'artillerie spéciaux, qui ont étudié la métallurgie à l'école des mines de Falun, et dans les principales fonderies du royaume. Ils sont chargés de vérifier la bonne exécution, non-seulement des pièces commandées par l'État, mais aussi de celles destinées à l'exportation. Toutefois, les puissances étrangères qui font des commandes envoient habituellement sur les lieux des officiers, qui surveillent eux-mêmes la fabrication, et s'assurent de la qualité du métal, ainsi que de la rectitude du travail. Vérification des bouches à feu.

Le gouvernement suédois exige une très-grande précision dans le travail mécanique des pièces qu'il commande ; la tolérance relative au centrage des pièces ne va pas au delà de trois points ou un quart de ligne, soit 1/2 millimètre ; tandis qu'ailleurs on tolère 9 points ou environ 1 1/2 millimètre. En ce qui concerne la courbure de l'âme, on n'accorde en Suède que 4 points (2/3 millimètre) ; les autres puissances tolèrent 1 1/2 à 2 milimètres. Mais, quant à la surface extérieure de la pièce, les imperfections n'ont pas d'importance ; on ne fait pas de difficulté pour des irrégularités de 2 à 3 millimètres ; on sait d'ailleurs qu'en France, et en beaucoup de pays, les canons en fonte ne sont pas tournés, sauf les tourillons. Précision exigée par le gouvernement suédois.

Il ne suffit pas que le travail mécanique soit bien exécuté, il faut encore que la fonte ne présente pas de soufflures : on sait qu'il est impossible de les éviter complétement, mais elles se trouvent principalement dans la zone médiane, qui est enlevée par le forage, et qui for-

me l'âme. Le gouvernement suédois exige que les grandes soufflures ne s'étendent pas vers le fond du canon à plus de 20 pouces (50 centimètres) de l'embouchure : dans cette partie, on permet qu'elles aient jusqu'à 5 et 6 millimètres de diamètre ; mais, dans la région plus rapprochée du fond, elles ne doivent pas avoir plus de 3 points ou un demi-millimètre.

Moyen de remédier aux larges soufflures.

Pour obvier à l'inconvénient de larges soufflures situées près de la bouche du canon, lorsqu'elles ont 4 à 5 millimètres de largeur, on les agrandit et on leur donne la forme d'un cône s'élargissant de la surface vers l'intérieur; on remplit ensuite ce cône avec un petit cylindre de fer très-doux, que l'on y fait entrer avec force. Puis, en le martelant, on l'oblige à s'élargir par le bas, et à remplir complétement le vide conique, de façon qu'il ne puisse plus en sortir, étant plus étroit à la surface qu'à l'intérieur. Lorsque cette opération est exécutée avec habileté, les défauts de la fonte sont si bien dissimulés, qu'il faut une grande attention de la part des officiers récepteurs pour s'en apercevoir.

Épreuves des canons.

Les pièces doivent, en outre, être soumises à des épreuves dans lesquelles on se propose d'apprécier la cohésion du métal, et de reconnaître si l'on peut s'en servir avec confiance, et sans avoir à craindre d'explosion. La sonorité du canon fournit déjà un premier indice, car les pièces en fonte grise rendent un son sourd; elles n'ont pas un timbre métallique bien net; la fonte suffisamment blanche est beaucoup plus sonore, et rend un son argentin.

Mode d'épreuve par la presse hydraulique.

Anciennement on a eu l'idée de soumettre les bouches à feu à l'épreuve de la presse hydraulique, en y refoulant de l'eau sous une pression de 10 à vingt atmosphères : il y avait des canons qui restaient imperméables jusqu'à 20 atmosphères ; quand l'eau commençait à fil-

trer, c'était dans le voisinage des tourillons que passaient les premières gouttes ; cela paraît tenir à ce que la masse de fonte étant plus considérable en cette portion s'y est refroidie plus lentement ; et l'irradiation calorifique n'ayant pas eu lieu de la même manière, il en est résulté un relâchement de texture moléculaire, une plus grande porosité ou facilité de disjonction.

Facile perméabilité de certains canons.

Mais on a remarqué un phénomène fort étrange, et qui a fait renoncer au système d'épreuves par la presse hydraulique : c'est que certains canons, et cela se voit principalement pour ceux que l'on coule à Aker, sont facilement perméables à l'eau, bien qu'étant formés d'une fonte de bonne qualité, et résistant à de fortes épreuves de tir. Il y en a même qui, étant remplis d'eau peu de temps après avoir été coulés, la laissent filtrer, sans qu'il y ait besoin d'aucune pression particulière. C'est là un fait remarquable de texture moléculaire, qui est probablement en rapport avec la disposition des deux sortes de fonte grise et blanche, la première en noyaux orbiculaires, à fibres radiées, la seconde en auréoles à fines lames. Mais, ce qui rend ce fait encore plus curieux, c'est que les canons perméables à l'eau perdent cette propriété au bout de quelques mois, probablement parce qu'il se forme un peu d'oxyde qui bouche les pores.

Épreuves de tir.

Jadis, avant de recevoir les canons en fonte, on leur faisait subir de fortes épreuves de tir (1) ; mais, depuis plusieurs années, ce système a été abandonné, et avec

(1) Pour justifier les épreuves de tir à forte surcharge, on ne peut pas alléguer des considérations analogues à celles qui motivent les essais *de la pression au triple* que l'on fait subir aux chaudières à vapeur ; car, dans ce dernier cas, on veut vérifier si le métal peut résister à une pression qui, à la vérité, est en

beaucoup de raison ; car souvent d'excellentes pièces, qui avaient subi victorieusement des essais à outrance, éclataient quelques temps après, dans le service ordinaire, sous l'effort de charges beaucoup moindres. Il est facile de comprendre que les épreuves excessives, en ébranlant fortement les molécules, en diminuent la cohésion. Aussi, toutes les puissances qui font exécuter des commandes de bouches à feu dans les usines suédoises, se bornent à les éprouver sous des charges modérées, n'excédant pas beaucoup celles que l'on y met en guerre. Cependant, pour pouvoir apprécier la ténacité du métal, on a organisé un système d'épreuves dites *épreuves de contrôle* : il est fort habilement conçu.

Système d'épreuves de contrôle.

Dans l'exécution d'une commande, on fond toujours un nombre de canons excédant d'au moins un dixième le nombre des pièces qui doivent être livrées ; le fabricant commence par exclure les pièces qu'il regarde comme les plus susceptibles d'éclater, et il choisit ordinairement celles qui sont composées de la fonte la plus blanche, car ce sont celles-là qui sont le plus sujettes à crever dans les épreuves à outrance ; mais ce sont ordinairement celles qui résisteraient le mieux dans le service ordinaire, et il peut arriver ainsi que les meilleures pièces se trouvent éliminées. Aussi, pour obvier à cet inconvénient, les officiers chargés de surveiller la fabrication élèvent la limite de blancheur ; c'est-à-dire qu'au début de la campagne ils prennent pour type un cylindre de fonte d'une nuance plus claire.

Quand le fabricant a usé de son droit d'exclusion,

---

dehors des conditions normales, mais que cependant la vapeur peut atteindre accidentellement. Il en est tout autrement des bouches à feu qui, dans le service de guerre, sont exposées à un effet à peu près constant, mais qui, par l'usage, deviennent de moins en moins capables de le supporter.

l'officier choisit un certain nombre de pièces, au moins une sur dix, pour être éprouvées à outrance ; une des clauses du cahier des charges porte, en général, que, si la moitié des pièces soumises aux épreuves de contrôle vient à éclater, la fourniture entière est refusée de droit. Toutefois, afin d'éviter l'énorme préjudice qui en résulterait, souvent le propriétaire de l'établissement a soin d'insérer dans le traité une clause subsidiaire : supposons, par exemple, qu'il s'agisse d'une commande de cent pièces; alors il y en aura dix à essayer; si sur les cinq premières trois éclatent, il est à craindre que la fourniture entière ne soit rejetée. Mais alors le fabricant peut, d'après des conventions spéciales, retirer de nouveau un certain nombre de pièces, qui sont considérées comme rebut et restent à sa charge; après cette seconde élimination, l'officier choisit sur ce qui reste les cinq pièces qui sont encore à essayer; et dans ce cas, pour que la fourniture puisse être acceptée, il faut que la somme des épreuves malheureuses avant et après ce second triage n'atteigne pas la moitié du nombre total des pièces essayées.

Quant à la nature des épreuves à outrance, elle varie suivant les cas, et est fixée par le cahier des charges joint au marché. Voici les épreuves de contrôle que, pendant mon séjour à Stafsjö, on faisait subir aux canons à bombe de 120 : on tirait dix coups de suite avec le même obusier; pour le premier coup et le dernier, on chargeait 16 kilogrammes de poudre et deux boulets placés l'un après l'autre et pesant 150 kilogrammes; quatre autres coups étaient tirés avec 12 kilogrammes de poudre et deux boulets, et les quatre autres avec 8 kilogrammes de poudre et un seul boulet. Les pièces qui ont subi ces épreuves à forte surcharge sont laissées à l'usine, et celles qui ont résisté sont payées

le même prix que les autres, déduction faite de la valeur du métal considéré comme vieille fonte.

Épreuves de contrôle du gouvernement danois.

Le gouvernement danois prescrivait alors un système d'épreuves de contrôle beaucoup plus redoutable. Dans chaque pièce on mettait double charge de poudre et double boulet; mais, au lieu de réunir toute la poudre dans une seule gargousse, on intercalait un boulet entre les deux charges de poudre (1), de telle sorte que ce boulet devait être également pressé en avant et en arrière, et de là devait résulter une réaction des plus puissantes contre la surface interne de la pièce. L'acceptation de pareilles exigences par les fabricants suédois fournit la meilleure preuve en faveur de la ténacité des canons qui sortent de leurs usines.

Utilité des épreuves de contrôle.

Le système des épreuves de contrôle est parfaitement approprié au mode de fabrication usité en Suède; il est d'autant plus concluant que les conditions d'allure des hauts fourneaux ont été plus uniformes pendant tout le temps que l'on a coulé des canons; aussi les officiers exigent que les charges soient toujours composées des mêmes minerais et dans les mêmes proportions; il faut qu'il n'y ait pas de changements dans la marche du fourneau. Ils permettent seulement que l'on puisse modifier la proportion de charbon relativement au minerai, afin de ramener constamment la fonte au même degré de blancheur. Si, en effet, le métal qui constitue les différentes pièces d'une commande n'était

(1) Le motif que j'ai entendu alléguer pour justifier le système d'épreuves prescrit par le gouvernement danois, c'est que, dans le fort d'une action, le servant d'une pièce peut ne point s'apercevoir que son coup n'est pas parti et en charger un second par-dessus. Or on veut que la pièce puisse résister à cette double charge; car autrement l'explosion jetterait le désordre parmi les soldats et compromettrait le succès de la bataille.

pas produit exactement dans les mêmes conditions, et ne présentait pas des caractères uniformes, les épreuves de contrôle n'auraient plus de valeur, et ne dépendraient que du hasard; elles pourraient fort bien réussir, sans que l'on dût avoir confiance dans la ténacité des pièces qui n'y auraient pas été soumises.

Toutefois, malgré la bonne organisation de ce système d'épreuves, il ne permet pas d'apprécier quelle peut être la durée du service des pièces; car il ne paraît pas y avoir de proportionnalité entre la résistance à une tension exceptionnelle et la faculté de supporter un nombre très-considérable de coups modérés. Chaque pièce est susceptible d'une certaine résistance, qui est en rapport avec son calibre et son épaisseur; mais c'est en raison de leur contexture moléculaire, de leurs propriétés physiques, en général, que les bonnes pièces peuvent supporter deux à trois mille fois un tir modéré. Il ne paraît pas probable que l'altération graduelle résultant d'un long usage puisse être notablement diminuée par un excès d'épaisseur, tandis que c'est cette augmentation d'épaisseur qui permet à une bouche à feu de supporter une surcharge considérable. Ainsi il faut envisager les épreuves de contrôle comme de simples *épreuves de sûreté* propres à inspirer de la confiance et à dissiper la crainte de voir les pièces éclater à l'improviste.

Différences de qualités entre les produits des trois fonderies de canons.

Quoique les fontes produites à Aker, Stafsjö et Finspang conviennent très-bien pour la fabrication des canons en première fusion, il y a cependant des différences de qualité entre les produits des trois usines : la fonte d'Aker est de bonne qualité pour les pièces d'un petit et d'un moyen calibre, mais elle paraît moins bien convenir pour les fortes pièces; elle a surtout le défaut de présenter trop de soufflures, et tel est le principal

sujet de rebut pour cette usine. La cause en paraît due principalement à ce que l'on fait entrer dans le lit de fusion une trop grande quantité de minerai sulfureux; il faut remarquer, d'ailleurs, que dans le minerai de Herrängs, dont on met une surcharge pour rendre la fonte plus blanche, la pyrite est répartie fort inégalement; au lieu d'être disséminée uniformément, elle se trouve rassemblée par nids et veines noduleuses, de façon que les divers fragments de ce minerai en renferment des proportions très-différentes. Il en résulte que la composition et les propriétés de la fonte doivent varier sensiblement d'un jour à l'autre; par suite les canons fabriqués dans une même campagne sont de qualités inégales, et les épreuves de contrôle deviennent alors peu concluantes. Il serait tout à fait dans l'intérêt de l'établissement de passer de fonte grise en fonte truitée, non plus au moyen d'une surcharge en minerai de Herrängs, mais en augmentant la proportion de minerai par rapport au charbon, comme on le fait à Stafsjö et Finspång : on éviterait sans doute ainsi le défaut que l'on reproche à la fonte d'Aker.

L'établissement de Finspång a éprouvé, à une certaine époque, des rebuts assez nombreux, non pour imperfection dans le travail mécanique, car il est fort bien exécuté, de même qu'à Aker, mais pour défaut de qualité de la fonte; soit parce qu'elle était trop grise, soit parce qu'elle présentait trop de soufflures, ou parce qu'elle ne résistait pas aux épreuves de contrôle. Par suite de ces échecs, on a été conduit à adopter un régime de prudence et de circonspection qui est peut-être poussé un peu trop loin. Cependant les soins minutieux que depuis lors on apporte à la fabrication ont beaucoup diminué la fréquence des rebuts.

Mais des trois établissements, c'est celui de Stafsjö

qui paraît devoir être mis en première ligne, sous le rapport de la qualité du métal. L'allure des hauts fourneaux y est très-uniforme, et la fonte présente peu de soufflures ; elle offre, en outre, des caractères satisfaisants sous le rapport de la blancheur et de l'homogénéité. On n'y observe que des variations insignifiantes dans le cours d'une campagne. Ainsi M. Coudriawsky, qui y a fait exécuter un nombre considérable de commandes pour la Russie, et qui, lors de ma visite, était chargé de recevoir des pièces de 120, m'a assuré que, depuis sept ans, pas une seule pièce de Stasfsjö n'avait éclaté dans les épreuves de contrôle ; et que, quand des pièces sont refusées, ce n'est point pour des défauts de qualité du métal, mais pour des imperfections dans le travail mécanique, pour défaut de centrage ou pour courbure dans l'âme de la pièce. Quelquefois la fonte, par suite de sa blancheur et de sa dureté, est difficilement attaquée par le foret, et pour peu qu'elle soit un peu plus tendre dans une certaine direction, l'outil y pénètre plus facilement, et l'âme devient alors un peu courbe.

En général, quand une pièce est reçue, les officiers à qui elle est livrée dressent un procès-verbal où sont relatées toutes les circonstances de sa fabrication, les proportions des divers minerais, du calcaire et du charbon, l'allure du haut fourneau, la texture et l'aspect de la fonte, les détails observés dans le coulage, l'abondance ou la rareté des soufflures, le degré de précision du travail mécanique, et enfin l'épreuve de tir que la pièce a subie.

Proportion des rebuts dans la fabrication des canons.

Quoi qu'il en soit, les rebuts ne sont guère, à Stafsjö, que de 4 à 5 p. 100 : à Aker et Finspång ils varient, suivant les années, de 5 à 10 et 12 p. 100. D'ailleurs, les rebuts sont un peu moins fréquents pour des pièces d'un fort calibre que pour celles d'un moyen et d'un

petit diamètre, surtout lorsque le rebut a pour cause la présence de soufflures, ce qui est assez fréquent; car les soufflures sont concentrées dans la région médiane qui, pour les grosses pièces, est enlevée sur une grande largeur.

Prix de revient de la fonte, à Aker.

Avant de terminer ce qui concerne la fabrication des bouches à feu, donnons une idée du prix de revient et du prix de vente, en commençant par l'usine d'Aker. Pour produire 1000 kilogrammes de fonte, on consomme 2.300 kilogrammes de minerai, 550 kilogr. de pierre calcaire et 1.500 kilogrammes ou 10 stères de charbon de bois. Or, on emploie 1.200 kilogr. de minerai de Skotwâng et Elgsjö, qui ne coûte, rendu à l'usine, que 9 francs la tonne; cela fait 10f,80 ou 11 francs en nombres ronds. Il faut ajouter 1.100 kilogrammes d'autres minerais, Förola, Herrängs et Utö, dont le prix moyen, sur l'usine, est de 18 francs la tonne, ce qui fait 20 francs, ainsi l'on a :

1.200 kilog. de minerai de Skotwang et Elgsjö à 9 fr. .	11 fr.
1.100 kilog. de minerai de Förola, Herrängs et Utö à 18 fr.	20
Grillage et cassage de 2.300 kilog. de minerai.	3
Extraction, transport et cassage de 550 kilogrammes de pierre calcaire.	3
1.500 kilogrammes ou 10 stères de charbon à 3f,10 le stère (1).	31
Main-d'œuvre et frais divers.	5
Total pour 1.000 kilog. de fonte. . .	73

Ainsi la fonte brute revient à l'usine d'Aker à environ 73 francs la tonne.

(1) Les valeurs indiquées ici pour le combustible représentent les prix du charbon rendu à l'usine, et obtenu avec des bois achetés aux environs; il est évident que le charbon provenant des affouages qui dépendent de l'usine coûte beaucoup moins; il est fabriqué et amené par des paysans qui cultivent les terres du propriétaire. Ce charbon coûte, rendu à l'usine,

Prix de revient de la fonte à Stafsjö et Finspång.

A Stafsjö, les consommations sont, à peu de chose près, les mêmes qu'à Aker, excepté que, pour former le lit de fusion, on ajoute seulement 250 kilogrammes de pierre calcaire, au lieu de 550; on a les dépenses suivantes :

	francs.
1.300 kilogrammes de minerai de Förola, coûtant sur l'usine, à 13 fr. la tonne environ	17,00
1.000 kilogrammes de minerai d'Ormstorp, Jerna, etc., en moyenne à 15 francs	15,00
Grillage et cassage de 2.300 kilogrammes de minerai.	3,00
Extraction, transport et cassage de 250 kilogrammes de calcaire	1,50
1,500 kilogrammes, ou 10 stères de charbon à $2^f,45$ le stère	24,50
Main-d'œuvre et frais divers	5,00
Total pour 1.000 kilogrammes de fonte	66,00

A Finspång, pour produire 1.000 kilogrammes de fonte, on consomme environ 2.200 kilogrammes de minerai, 245 kilogrammes de pierre calcaire et 1350 kilogrammes ou 9 stères de charbon, ce qui donne lieu aux frais suivants :

2.200 kilogr. de minerai de Förola, Ormstorp, etc., en moyenne à $16^f,40$	36 fr.
Grillage et cassage de 2.200 kilogr. de minerai	3
Extraction, transport et cassage de 245 kilogrammes de calcaire	2
1.350 kilogr., ou 9 stères de charbon à $2^f,30$ le stère.	23
Main-d'œuvre et frais divers	5
Total pour 1.000 kilog. de fonte	69

$0^f,90$ le stère à Aker et seulement $0^f,75$ à Stafsjö et Finspång. A ces deux usines, on paye pour l'abatage et la carbonisation du bois, $0^f,37$ seulement par stère, et pour le transport on donne $0^f,25$ par mille suédois (10.800 mètres). S'il fallait prendre des ouvriers étrangers pour fabriquer le charbon, cette opération coûterait près du double, mais la réduction de prix en faveur du propriétaire, a lieu en compensation d'avantages accordés au fermier qui cultive le sol.

On voit que le prix de la fonte est de 66 à 73 francs, non compris les frais généraux ; c'est à Aker qu'il est le plus élevé, et à Stafsjö le plus bas : l'établissement de Stafsjö se trouve placé dans les conditions les plus favorables, à proximité de la mer, dans un pays bien boisé, et dans une position centrale par rapport aux minerais qui l'alimentent.

Prix de revient des bouches à feu.

Lorsque la fonte sert à la fabrication des canons, il faut ajouter au prix de revient du métal brut, les frais de moulage et du travail mécanique : or, nous avons vu que le moulage d'une pièce d'un moyen calibre, de 24 à 30, coûte une trentaine de francs, et que le forage, tournage, etc., coûtent à peu près autant. Ainsi, cela fait une augmentation totale d'environ 60 francs pour une pièce pesant 3 tonnes après forage ; le prix de revient de la fonte dont est composée une bouche à feu se trouve donc élevé d'environ 20 francs par tonne. Mais, en outre, il faut tenir compte des rebuts, de la portion de fonte qui est enlevée par la séparation de la masselotte, par le forage, etc., et dont l'emploi ultérieur donne lieu à un déchet assez considérable, ainsi qu'à une consommation de combustible. Je crois ne pas m'écarter de la vérité en supposant que, après livraison d'une commande, la quantité de fonte brute qui reste à l'usine, comme rebuts et débris de moulage, se trouve à peu près égale et parfois même supérieure au poids des canons acceptés ; or, la perte qui a lieu dans le traitement ultérieur de ce métal peut être estimée à vingt et quelques francs par tonne. Ainsi, en prenant 70 francs pour le prix moyen de la fonte à la sortie du haut fourneau, on voit que cette fonte, après sa transformation en bouche à feu, doit coûter : 70 francs comme fonte brute, plus 20 francs pour moulage et travail mécanique, plus 25 francs pour perte sur les rebuts et débris de mou-

lage; et en ajoutant 15 francs pour frais généraux et frais divers, cela fait en tout 130 francs. Voyons maintenant quel est le prix de vente des canons.

Prix de vente des bouches à feu.

NATURE DES PIÈCES	POIDS DES CANONS après forage.	POIDS DES CANONS à l'état brut.	PRIX DE VENTE par pièce.	PRIX DE VENTE par 1.000 kil. de fonte
	kil.	kil.	fr.	fr.
Petites caronades du poids de. .	30 à 40	»	60 à 80	2.000
Pièces de 6 pour la Suède. . . .	360	»		
Pièces de 6 pour le Danemarck.	390	»	380 à 400	1.000
Pièces de 6 pour la Norwége. . .	410	»		
Pièces de campagne de 12	750	»	600	800
Pièces de 24 pour le Danemarck.	3.300	»		
Pièces de 24 pour la Suède. . . .	2.700	4.000	»	300 à 360
Pièces de 24 pour la Russie (1). .	3.200	»		
Pièces de fortification de 24 se chargeant par la culasse (système Wahrendorf (2).	3.900	5.500	»	»
Pièces de 36 à 50.	»	»	»	380 à 420
Canons à bombes, système Paixhans de 100 à 120.	6.000	11.000	»	450 à 500

Bénéfices de la fabrication des bouches à feu.

On voit que les prix de vente sont assez élevés pour laisser de magnifiques bénéfices au fabricant qui a de fortes commandes : en déduisant 130 francs pour prix

(1) Il n'y a pas une grande différence de poids entre les pièces de Suède en fonte et celles en bronze, quoique l'on soit obligé de ménager une plus grande épaisseur de métal aux premières; mais la fonte est notablement moins dense que le bronze, et l'on peut aussi donner à l'âme de la pièce une longueur un peu moindre.

(2) Le canon Wahrendorf, inventé par le propriétaire de l'usine d'Aker, se charge par la culasse; il diffère principalement des canons de cette sorte imaginés antérieurement, en ce que le tampon obturateur en fer, qui remplace la culasse et que l'on fait sortir chaque fois que l'on veut charger le canon, est évidé circulairement sur son bord intérieur, auquel on adapte un anneau en acier bien malléable, qui a 4 à 5 centimètres de hauteur et de largeur, et qui est maintenu au moyen de deux petites vis; il est en outre fendu, de manière que les deux extrémités s'appuient l'une sur l'autre et se recouvrent en partie. Au moment de l'explosion de la poudre, cette anneau se dilate;

de revient, même pour les pièces d'un moyen calibre, qui sont les moins chères, il reste encore 200 francs de bénéfice par tonne ; et le profit est de 250 à 350 francs pour des pièces d'un fort calibre. Le prix de vente de la tonne de fonte, sous forme de canons, est près de trois fois plus élevé pour de petites pièces, comme celles de 6, que pour des pièces moyennes, ce qui est facile à com-

---

il est comprimé par les gaz, et fait ressort, comme cela a lieu pour le piston des machines à vapeur, de telle sorte qu'il en résulte une exacte fermeture. M. Wahrendorf a, en outre, diminué le recul de la pièce, en disposant la surface supérieure de l'affût sous forme de plan incliné, où glissent les tourillons, sur une pente ascendante, sans que l'affût se déplace.

Ce système de canons et d'affûts, offrirait des avantages marqués pour la marine et la défense des places : il permettrait de diminuer beaucoup l'étendue des casemates, et par suite de placer un nombre de pièces une fois et demie plus grand sur une façade de même longueur. D'ailleurs la manœuvre est beaucoup plus commode, puisque l'on n'a pas besoin de déplacer la pièce ; le nombre des servants peut ainsi être réduit d'un tiers, et la rapidité du tir est presque doublée. D'ailleurs, il est très-facile, dans ce système, de vérifier l'état de conservation de la pièce et de juger la marche de la détérioration graduelle qu'elle éprouve ; les pièces de fonte inspireraient alors beaucoup plus de sécurité.

On ne saurait contester les avantages de ce système et le mérite de l'ingénieuse modification qu'a apportée M. Wahrendorf à la disposition du tampon obturateur ; mais évidemment une telle innovation ne peut être adoptée, qu'après avoir été consacrée par une longue expérience. Quelques essais ont eu lieu en Suède, et ont assez bien réussi : on a pu constater notamment que, avec une égale charge de poudre, la force de projection est au moins aussi grande que dans les canons ordinaires. Mais il y aurait à étudier la durée de l'anneau en acier que l'on ajuste à l'obturateur, et à vérifier si, à la longue, la poudre ne se frayerait pas un passage à travers la scissure de cette anneau. M. Wahrendorf, qui a bien voulu m'exposer son système, m'a affirmé que cet anneau peut résister à trois cents coups, sans éprouver de détérioration notable ; il peut d'ailleurs être facilement remplacé ; et, quand on le fabrique en acier de Suède, son prix est de 12 à 15 francs.

prendre, car les très-petites pièces sont beaucoup plus sujettes à des rebuts. Il est remarquable de voir que le prix de vente se relève beaucoup, quand il s'agit de pièces d'un très-fort calibre : ainsi les obusiers à la Paixhans, de 120, que le gouvernement russe faisait fondre à Stafsjö, lors de ma visite, étaient payés au prix d'environ 500 francs par tonne. Comme c'était la première commande de ce genre, on avait accepté un tarif aussi élevé; mais pour des commandes ultérieures, le prix normal devait être de 400 à 450 francs la tonne (1). Il y a beaucoup d'avantage pour une usine à fabriquer de ces fortes pièces, vu que le prix de vente est relativement plus élevé que celui des pièces moyennes; d'ailleurs, les frais de moulage et de forage n'augmentent pas proportionnellement à la masse de la pièce ; il faut considérer, d'ailleurs, que le poids total des canons fabriqués, et par suite que la somme de bénéfices obtenus dans un temps donné, sont d'autant plus considérables que les pièces sont d'un plus fort calibre : enfin, il faut ajouter à cela que la proportion des rebuts est ordinairement moins élevée. Si cependant les grosses pièces d'artillerie sont payées à un taux plus élevé, c'est que leur fabrication exige des soins particuliers et des conditions spéciales que l'on ne pourrait pas réaliser partout : ainsi, indépendamment d'un fourneau à réverbère, il faut avoir deux hauts fourneaux en feu à la fois, et les maintenir dans les mêmes conditions d'allure. L'outillage exige aussi une force motrice plus considérable; et, en cas d'insuccès, le fabricant se

(1) M. Wahrendorf m'a dit avoir vu couler en Angleterre, pour le pacha d'Égypte, des canons en fonte, qui pesaient 18 tonnes après forage et 28 auparavant; ils ont été payés à raison de 50 livres sterling (1.250 francs) la tonne.

trouve exposé à subir une perte plus grande. Néanmoins, vu la bonne organisation des usines suédoises, les difficultés particulières que présente la fabrication des grosses pièces sont moindres qu'on ne pourrait le croire; et, à l'usine de Stafsjö, où on les coule principalement, il est très-rare que des pièces soient rejetées pour des vices inhérents à la qualité de la fonte; les rebuts, peu nombreux d'ailleurs, proviennent de légères imperfections dans le travail mécanique.

Il est dans la nature même de cette industrie que la production varie beaucoup d'une année à l'autre, en raison des commandes que font les diverses puissances pour satisfaire aux besoins de leurs armements. La production s'élève parfois à 4 et même à 500.000 kilogrammes pour une seule usine; en une campagne de huit à neuf mois, les trois usines pourraient fabriquer une quantité de bouches à feu dont le poids s'élèverait à 1200 tonnes après le travail mécanique.

Utilisation des rebuts, débris de masselottes.

Sur les fonderies de canons, il y a toujours, outre la tournure et limaille de fonte que l'on repasse au haut fourneau, une masse plus ou moins considérable de débris provenant des masselottes et des canons rebutés : on utilise de diverses manières ces débris, que l'on coupe au tour ou que l'on brise, lorsque c'est possible. Une portion est affinée, mais elle ne fournit que du fer médiocre, qui est habituellement un peu rouverin; une autre portion est vendue à des fabriques de machines à vapeur existant à Stockholm, Nyköping, etc. D'ailleurs, outre les moulages que l'on exécute en première fusion, on en fait aussi en seconde fusion, au réverbère ou plus habituellement au cubilot. Ainsi, à Finspång on moule une grande quantité d'objets divers; on se livre même à un genre tout spécial, au moulage des statues de toutes grandeurs.

Voici quelle est la production annuelle de l'usine de Finspång, la plus importante des trois fonderies : les deux hauts fourneaux produisent 12 à 1.400 tonnes de fonte brute, propre au moulage et à l'affinage ; le prix de cette fonte est estimé à 78 ou 80 francs : 3 à 400 tonnes sont affinées, avec un déchet d'environ un quart, et le fer en barres qui en provient est évalué de 160 à 180 francs ; 5 à 600 tonnes de fonte sont employées à la fabrication des canons ; mais le poids total des canons, après l'achèvement du travail mécanique, n'est que de 3 à 400 tonnes ; 35 à 40 tonnes de fonte sont coulées en première fusion pour poteries et pièces de machines, qui se vendent 190 à 200 francs ; 80 à 100 tonnes sont refondues au cubilot et coulées en statues ou autres objets d'art. Ces statues se vendent à un prix un peu élevé ; celles de 14 à 15 centimètres de hauteur se vendent une quinzaine de francs la pièce ; quant à celles du poids de 6 à 800 kilogrammes, leur prix est évalué à raison d'environ un franc le kilogramme. Production annuelle de l'usine de Finspang.

Maintenant que j'ai terminé ce qui concerne la fabrication des bouches à feu en première fusion, je vais ajouter quelques détails sur la production de la fonte destinée à d'autres usages, soit à des mouleries d'objets divers, soit à l'affinage.

Nous avons vu que, dans les fonderies de canons de la Suède, on coule aussi des pièces de machines en première fusion, et que c'est principalement au début ou à la fin des campagnes. Dans ce cas, on diminue habituellement la charge de minerai comparée au volume du charbon qui reste fixe, afin d'avoir une allure plus chaude, d'obtenir une fonte plus grise et un travail plus facile. La consommation de charbon de bois s'é- Fabrication de la fonte pour des mouleries diverses.

lève alors à 170 ou même 180 p. 100 de fonte obtenue à l'air froid; souvent aussi on fait entrer dans le lit de fusion une plus grande quantité de minerais plus faciles à réduire et à fondre, comme le fer oligiste d'Utö; d'ailleurs, l'emploi de minerais riches en quartz n'est plus regardé comme indispensable. En sortant du haut fourneau, la fonte doit avoir plus de fluidité que celle qui sert au moulage des canons; après refroidissement, elle est à petits grains, d'un gris plus ou moins foncé, sans présenter de parties blanches. Quant aux laitiers, ceux que l'on regarde comme se rapportant à la meilleure allure ont l'aspect porcellanique.

Emploi de l'air chaud.

Dans plusieurs usines, l'air est chauffé à une température d'environ 200 degrés centigrades, au moyen des gaz du haut fourneau : c'est ce qui a lieu dans l'usine d'Hellefors, qui est spécialement consacrée à la fabrication des objets moulés en première fusion, et dont le haut fourneau, représenté par les figures 14 et 15, ne diffère pas beaucoup de ceux dont on se sert dans les fonderies de canons. L'emploi de l'air chaud produit une économie de charbon de 15 à 25 p. 100, ainsi la consommation est réduite à 140 ou 130 p. 100 de fonte moulée.

Moulages en seconde fusion.

Dans la plupart des établissements où l'on fait des mouleries en première fusion, il y a un ou deux cubilots que l'on fait marcher à l'époque où le haut fourneau n'est pas en feu. Il y a, d'ailleurs, des fonderies, où on ne coule que des objets en seconde fusion, comme la fonderie Owen à Stockholm, celle de Motala, à l'embouchure du canal de Gothie, sur le bord nord-est du lac Wettern, celle de Nyköping et beaucoup d'autres, qui font partie de fabriques de machines à vapeur. Quand on moule en seconde fusion des pièces qui doivent posséder une certaine ténacité, comme les pièces de machines, ou qui doivent avoir de la dureté, comme des

laminoirs, on emploie des fontes provenant de minerais de fer oxydulé ou oligiste, tantôt seules, tantôt mélangées avec des fontes extraites de minerais de lacs. Mais, quand on veut fabriquer des poteries, ou des pièces moulées d'une petite épaisseur, pour lesquelles la fonte doit être bien liquide, et prendre facilement des empreintes, alors on emploie de préférence de la fonte provenant de minerais de lacs, ou du moins on en mélange une certaine quantité avec la fonte extraite de minerais en roche. Car cette dernière, quand elle est refondue seule, a trop de tendance à s'affiner, et ne présente pas, en général, une liquidité suffisante. Le combustible dont on se sert au cubilot est du coke ou du charbon de bois; quand on emploie ce dernier. on en consomme 6 à 7 décistères pour liquéfier un quintal métrique de fonte, ce qui fait près d'une partie de charbon pour une partie de fonte.

Fabrication de la fonte d'affinage.

Quand on destine des minerais à fournir de la fonte d'affinage, on a soin, comme je l'ai déjà fait remarquer, de les griller un peu plus fortement que si on voulait les consacrer à des mouleries; c'est afin d'en faciliter la fusion et d'éliminer une plus forte proportion du soufre qui s'y trouve contenu. D'ailleurs. les fontes que l'on convertit en fer, doivent offrir des caractères différents, suivant le procédé d'affinage auquel on veut les soumettre. La méthode wallonne n'est employée que dans l'Uplande (province d'Upsal), exclusivement pour les fontes qui sont extraites des minerais de Danemora, et qui fournissent des fers d'une qualité toute spéciale, éminemment propres à la fabrication de l'acier. Alors il est nécessaire de ne pas donner au haut fourneau où l'on traite ces minerais une allure trop

Modifications à effectuer.

chaude, car la fonte doit être blanche et susceptible de s'affiner avec une grande facilité.

Hauts fourneaux de Danemora.

Les hauts fourneaux des environs de Danemora sont analogues pour la forme et les dimensions principales à ceux que j'ai décrits comme étant employés dans les fonderies de canons : leur élévation est de 8 à 9 mètres; ils ont environ 2 mètres de largeur au ventre et $1^m,50$ à $1^m,40$ au gueulard. Mais le creuset est beaucoup plus petit que celui d'Aker et de Finspång ; il a seulement $1^m,20$ de longueur, sur $0^m,50$ de largeur, et 35 à 40 centimètres de profondeur au-dessous de l'arête de la dame.

Minerais de Danemora.

Les minerais de Danemora sont à grains fins, et remarquables par leur grande fusibilité ; ils renferment assez de particules calcaires pour opérer la liquéfaction des gangues siliceuses ; aussi on n'y ajoute pas, en général, de fondant ; et l'on obtient néanmoins des laitiers suffisamment liquides, tenant le milieu entre les laitiers vitreux et porcellaniques. Toutefois, avec le minerai le plus riche, qui rend de 50 à 54 p. 100 de fonte, on en ajoute de plus pauvre, qui est de la même provenance, et, qui ne donne que 40 à 45 p. 100, mais qui renferme plus de carbonate de chaux. Le rendement de l'ensemble est de 45 à 50 p. 100.

Pyrite dans les minerais de Danemora.

J'ai fait observer précédemment que, dans les minerais de Danemora, la pyrite de fer est beaucoup plus abondante qu'on ne le supposerait ; et même, dans le groupe septentrional, parmi les fragments que j'ai observés sur les haldes, il en est bien peu où je n'aie reconnu du sulfure de fer. Du reste, quelques métallurgistes regardent la présence du soufre, qui tend à rendre les fers rouverins, comme contribuant à donner aux fontes et aux fers la propension aciéreuse ; et il est à noter qu'au Stahlberg (pays de Siegen), comme à Danemora, le principe sulfureux existe en quantité no-

table dans les minerais qui fournissent des produits si estimés pour la fabrication de l'acier.

A la vérité, dans ces deux contrées, les minerais subissent un grillage préalable, mais dans lequel on ne peut se flatter de faire disparaître la totalité du soufre. Aux environs de Danemora on opère le grillage dans des fours analogues à ceux que j'ai décrits précédemment, sur la chauffe desquels on brûle du bois; et, en outre, quand on charge le minerai, on y mélange un peu de menu charbon, comme je l'ai exposé plus haut. Dans la fusion du minerai grillé on consomme 140 à 150 parties de charbon pour 100 de fonte; les campagnes sont courtes et ne durent pas ordinairement plus de 20 à 30 semaines. Grillage et fusion de ces minerais.

La fonte que fournissent les minerais de Danemora, et que l'on affine par la méthode wallonne est ordinairement de la fonte d'un blanc d'argent, dont la couleur varie entre la nuance grise de l'acier et la teinte d'un blanc bleuâtre de l'étain ; elle offre souvent un éclat chatoyant, ou bien sa surface est sillonnée de stries qui lui donnent un aspect chagriné. La texture en est lamelleuse et radiée ; les lames sont assez larges, et se croisent sous des angles qui paraissent conduire à l'octaèdre régulier. Cette fonte est très-dure, sonore et cassante : on l'obtient, en général, par une allure un peu froide, mais elle reste blanche, lors même que l'allure du fourneau est assez chaude pour produire de la fonte grise avec des minerais autres que ceux de Danemora ; elle a donc fort peu de tendance à abandonner le carbone qu'elle tient en dissolution. Fonte de Danemora.

Néanmoins, dans le traitement des minerais de Danemora, on obtient quelquefois de la fonte truitée, mais d'un aspect particulier, à surface tachetée : elle présente çà et là de petits sphéroïdes, de la grosseur d'un pois, à Diverses variétés de fontes truitées obtenues avec les minerais de Danemora.

écailles de graphite radiées, comme les orbicules que j'ai décrits en parlant des fontes à canons. D'autres fois, le graphite est moins aggloméré et se trouve répandu au sein de la masse à laquelle il donne un aspect moucheté. Il y a encore une variété de fonte remarquable par son aspect rubané, offrant des bandes graphiteuses plus ou moins étendues, qui tranchent sur un fond blanc. On attribue cette curieuse disposition à un défaut d'homogénéité dans les charges que l'on verse successivement au gueulard, soit parce que les différentes couches qui composent la colonne de matières se composent de minerais inégalement grillés, ou inégalement fusibles, ou bien plus ou moins pyriteux, de façon à produire les uns de la fonte blanche, les autres de la grise (1).

Caractères des fontes que l'on affine par des procédés autres que la méthode wallonne.

La fonte que l'on destine à être convertie en fer par un autre procédé que l'affinage Wallon, soit par la méthode allemande, soit par celle du Lancashire, ne doit pas être tout à fait blanche; car alors l'affinage serait trop rapide ; le silicium, les métaux terreux et les au-

(1) Des expériences spéciales ont prouvé que si, dans un haut fourneau où l'on produit de la fonte blanche avec des minerais manganésifères, composés de fer spathique ou oxydulé, on vient à charger des minerais d'une autre nature, comme de l'hydroxyde ou du peroxyde dépourvus de manganèse et impropres à produire des fontes aciéreuses, alors, sans que l'allure du fourneau change, on voit de la fonte grise succéder à la blanche; et, si l'on revient aux premiers minerais, on restitue à la fonte sa couleur blanche et l'on peut obtenir ainsi une fonte rubanée, analogue à celle que l'on produit involontairement dans les usines de l'Uplande. Il y a donc des fontes qui ont bien plus d'énergie que d'autres pour retenir le carbone en dissolution et ne pas le laisser s'isoler à l'état de graphite; parmi les circonstances qui donnent à la fonte cette propriété, on doit citer la présence de certains corps, tels que le manganèse. Le soufre paraît aussi y contribuer dans une certaine mesure.

tres éléments nuisibles ne seraient pas expulsés d'une manière assez complète, et le fer n'acquerrait pas une malléabilité suffisante. Aussi, habituellement on fait en sorte de produire de la fonte grise ou de la fonte truitée, plus ou moins graphiteuse; mais, dans plusieurs usines, on la coule, pour la blanchir, dans des lingotières en fonte ainsi qu'on le fait en France. Lorsque le minerai est de bonne qualité, facilement fusible, et n'exigeant qu'une faible quantité de castine, comme une grande partie des minerais de la Wermlandie, on tâche de produire de la fonte truitée, d'une nuance plus ou moins blanche, offrant souvent l'aspect moucheté ou rubané, que j'ai décrit tout à l'heure; ces fontes sont assez pures, s'affinent rapidement et donnent de très-bon fer.

Propriétés particulières des produits extraits des principaux minerais de la Scandinavie.

Bien que les minerais en roche du nord de l'Europe soient exclusivement composés de fer oxydulé et oligiste, en masses cristallines, néanmoins les produits qu'on en retire ne jouissent pas de propriétés entièrement semblables, et ici, comme dans les autres contrées, il est facile de reconnaître que ces propriétés dépendent de la nature intime des minerais plutôt que du mode de fabrication. Ainsi, nous avons vu que les minerais de la Sudermanie conviennent spécialement pour la fabrication des bouches à feu et des pièces de machines; que les minerais de lacs, qui forment un genre à part, fournissent des fontes très-propres à prendre des empreintes, et par suite avantageuses pour le moulage des poteries et d'objets divers. D'ailleurs la cohésion de ces fontes est augmentée par le mélange d'autres fontes provenant de minerai oxydulé ou oligiste; de telle façon qu'on peut alors les faire servir à la confection de pièces de machines et d'objets qui exigent de la ténacité. Quant aux produits à propension aciéreuse, ils sont fournis par des minerais riches, fa-

cilement fusibles et manganésifères, comme ceux de Danemora : on peut citer comme jouissant de la même propriété et des mêmes caractères les minerais des environs de Philipstad, ceux des environs d'Arendal, ceux de Grängesberg, ceux encore plus riches du Bispberg, etc. Les minerais excessivement pauvres du Taberg, en Smålande, ont une réputation spéciale, due à la qualité particulière des fers qu'on en retire, et qui sont recherchés pour la tréfilerie, à cause de leur grande souplesse et de leur ductilité.

Les propriétés des produits que fournissent les divers minerais de la Scandinavie peuvent être modifiées, augmentées ou diminuées par le mode de traitement qu'on leur fait subir, mais, en général, dans une faible mesure; elles se conservent d'une manière plus ou moins prononcée, parce qu'elles dépendent de la nature des éléments constitutifs des minerais, peut-être aussi dans quelques cas de leur état physique, de leur mode d'agrégation. Mais nous manquons de données précises pour juger dans quelle mesure les divers caractères physiques et chimiques des minerais influent sur les propriétés des produits qu'on peut en retirer. Toutefois il n'est pas sans intérêt d'examiner la composition de quelques-uns des principaux minerais de la Scandinavie, des fontes qu'ils fournissent et des laitiers provenant de la liquéfaction des gangues, comme je l'ai fait précédemment pour lés minerais employés à la fabrication des bouches à feu.

Composition chimique de plusieurs des principaux minerais de la Suède.

	MINERAIS DE								MINERAIS DE LACS et de marais.		
	Danemora (Uplande).				Bispberg (Dalécarlie).	Grängesberg (Dalécarlie).	Taberg (Småland).	Moyennes des analyses de minerais de fer oxydulé.	Limites extrêmes		Moyennes de 10 analyses.
	Groupe du centre.	Mine de Silfberg (groupe du sud).	Mine de la Machine (groupe du sud).	Mine de Svart.					en plus.	en moins.	
Nombre des analyses dont on a pris la moyenne	1	1	2	1	2	4	1	12	»	»	10
Silice	16,5	7,8	14,2	29,6	10,2	1,9	33,4	16,23	4,7	30,0	16,6
Alumine	0,7	1,2	1,5	0.8	0,5	0,5	5,0	1,46	0,6	4,3	2,2
Chaux	6,9	8.1	3,4	12,4	1,3	6,6	»	6.45	traces	4,6	1,6
Magnésie	4,4	6,1	3,5	5,8	2,7	0,3	13,0	5,11	*id.*	14,1	3,73
Oxyde de fer	63,7	74.9	70,8	48.4	80,8	88,5	39,5	66,65	35,3	78.7	62,2
Oxyde de manganèse.	5,7	3,0	5,1	3,4	5,2	0,3	4,6	3,90	0,7	34,7	7,6
Acide phosphorique	»	»	»	»	»	2,4	oxyde de titane 4,2	3,30	0,5	4 0	1,6
Soufre	traces	0,3	non dosé	0,4	»	»	»	0,23	acide sulfurique traces	0,3	0,1
Eau et corps organiques.	»	»	»	»	»	»	»	»	4,0	17,7	10,8

Si l'on compare sous le rapport de la composition les minerais de Danemora, Bispberg, Grängesberg, etc., avec ceux employés à la fabrication des bouches à feu, on voit que les premiers sont beaucoup moins riches en silice; mais ils contiennent, en général, une plus forte proportion de chaux et de magnésie; ils sont d'ailleurs plus riches en manganèse. Le minerai de Grängesberg et les autres minerais de la paroisse de Grangjärde, qui sont très-riches et très-abondants, contiennent malheureusement presque tous une assez grande quantité d'acide phosphorique combiné avec la chaux: aussi donnent-ils des fers plus ou moins aigres. L'acide phosphorique existe aussi dans presque tous les minerais de lacs et de marais, dont quelques-uns en contiennent jusqu'à 4 p. 100; et il est presque impossible d'en extraire de bons fers. Mais la présence de cette grande quantité de phosphore donne beaucoup de fluidité à la

fonte, qui est alors très-propre à prendre des empreintes. On doit remarquer aussi la grande quantité d'oxyde de manganèse contenu dans ces minerais et qui forme parfois plus du tiers de leur poids; il est alors presque aussi abondant que le fer.

Remarque sur les minerais fournissant des produits aciéreux.

Les minerais de lacs de la Scandinavie, s'ils n'étaient pas aussi impurs, sembleraient être de nature à produire des fontes propres à la fabrication de l'acier, vu leur grande richesse en manganèse; car on sait que c'est à la présence de cet oxyde que l'on attribue principalement la possibilité d'extraire d'un minerai des produits aciéreux. Cependant, comme il y a en Suède plusieurs minerais contenant à peu près autant de manganèse qu'il y en a dans celui de Danemora, sans que pourtant les produits qu'on en retire jouissent au même degré de la tendance aciéreuse, il doit exister d'autres causes qui viennent affaiblir ou augmenter l'influence du manganèse, notamment l'état physique du minerai, son degré de richesse et la nature des gangues qui l'accompagnent, et qui le rendent plus ou moins fusible. Il est à observer que le minerai de Danemora est très-riche, que les gangues qui l'accompagnent forment un mélange intime, et susceptible de fondre facilement par lui-même. C'est ce qui a lieu également pour plusieurs minerais des environs d'Arendal et de Philipstad, qui donnent aussi des fers estimés pour la fabrication de l'acier, moins recherchés cependant que ceux de l'Uplande.

D'ailleurs, il ne serait pas exact de supposer que la renommée des produits que l'on obtient à Danemora doive être attribuée à une pureté absolue des minerais; car nous avons vu que la pyrite s'y montre plus ou moins abondamment; et l'analyse décèle dans les fontes qui en proviennent la présence du soufre. Quelques personnes ont même pensé que ce métalloïde contribue à développer la propension aciéreuse, que les fers un peu rouverins se changent plus facilement en

acier. Dans tous les cas, la présence d'une petite quantité de soufre, si elle ne joue pas un rôle utile, du moins ne nuit pas à la transformation en acier; car le soufre se montre avec évidence dans beaucoup de minerais qui fournissent des produits aciéreux recherchés par leur bonne qualité.

Je ferai remarquer la présence d'une assez forte quantité d'oxyde de titane dans les minerais de Taberg en Smålande. Dans le traitement au haut fourneau, la plus grande partie de cet oxyde passe dans le laitier; néanmoins il en reste un peu dans la fonte, et l'on a cru devoir attribuer, mais probablement sans raison, à la présence du titane la grande souplesse et la ductilité du fer que l'on produit dans les forges de cette contrée, et dont une partie est employée à la tréfilerie.

	LAITIERS DES HAUTS FOURNEAUX DE					Hellbo (minerais de lacs).
	Bergsbo, paroisse de Grangjärde.	Svartnäs, paroisse de Svardsjö.	Löfsjö, paroisse de Floda.	Dådran, paroisse de Rätwick.	Moyennes de ces quatre analyses.	
Silice	65,50	49,50	43,60	40,40	49,70	»
Alumine	5,00	7,90	15,60	7,90	9,10	»
Chaux	15,60	18,10	13,70	17,60	16,20	»
Magnésie	2,20	19,90	7,60	11,60	10,30	»
Protoxyde de fer	3,00	1,00	8,50	2,50	3,70	»
Protoxyde de manganèse	6,60	4,20	12,30	20,10	10,80	»
Acide phosphorique	2,60	»	»	»	2,60	»
Soufre	»	0,40	»	»	0,40	»
Oxygène de la silice	34,00	25,72	22,60	21,00	»	»
Oxygène des bases	9,80	17,60	11,40	18,20	»	»
Rapport	1:3,50	1:1,47	1:1,99	1:1,15	»	»
FONTES DES MÊMES HAUTS FOURNEAUX.						
Silicium	1,03	0,56	1,28	0,21	0,77	2,41
Aluminium	0,23	0,04	0,06	0,76	0,27	0,08
Calcium	0,16	0,46	1,21	0,22	0,51	0,46
Magnésium	1,02	0,33	0,53	0,05	0,48	0,25
Manganèse	2,52	0,73	2,29	1,37	1,73	6,28
Fer	92,45	95,10	92,92	95,16	93,90	84,04
Carbone	3,00	2,69	2,71	3,23	2,90	6,05
Phosphore	0,23	»	»	traces	0,11	0,37
Soufre	»	traces	»	»	»	0,06

Laitiers de hauts fourneaux de la Dalécarlie.

Je présente ci-dessus les analyses faites à l'école des mines de Falun, de quatre laitiers obtenus dans des hauts fourneaux de la Dalécarlie, dont l'un, celui de Bergsbo, est alimenté avec les minerais phosphoreux de la paroisse de Grangjärde, tandis que dans les autres hauts fourneaux on fond divers minerais de fer oxydulé de la Dalécarlie. J'ai placé au-dessous les compositions des fontes provenant des mêmes hauts fourneaux et obtenues dans le même temps.

Ces laitiers diffèrent notablement par leur composition de ceux que l'on produit en traitant des minerais destinés à la fabrication des bouches à feu. Si, en effet, on excepte le laitier de Bergsbo, les trois autres sont beaucoup moins riches en silice que les laitiers d'Aker, Stafsjö ou Finspång : leur composition est comprise entre celle d'un bisilicate et d'un silicate neutre; en outre ils renferment un peu d'alumine, un peu moins de chaux, un peu plus de magnésie, de protoxyde de fer et beaucoup plus de manganèse que les laitiers des fonderies de canons.

Fontes correspondantes.

Les fontes produites en même temps que les laitiers désignés ci-dessus sont notablement plus pauvres en silicium que les fontes à canons; ce qui doit être, puisque les lits de fusion étaient moins siliceux : mais ces fontes sont plus riches en métaux terreux, en manganèse et en carbone. Si l'on s'en rapportait à l'analyse de la fonte de Helbo, dans l'Helsinglande, cette fonte provenant de minerais de lacs serait très-remarquable par la grande quantité de corps étrangers qui s'y trouvent et qui s'élèveraient à l'énorme proportion de 16 p. 100. On y voit des quantités de carbone et de manganèse formant, pour chacun de ces corps, plus de six centièmes; il s'y trouverait en outre près de quatre millièmes de phosphore. De pareilles fontes ne peuvent guère être

employées à l'affinage, vu l'énorme quantité d'impuretés qu'elles renferment; on ne voit pas comment il serait possible d'en extraire de bon fer.

Fabrication du fer forgé.

Occupons-nous maintenant des procédés par lesquels on affine la fonte dans le nord de l'Europe : on peut en citer quatre principaux, savoir : la méthode wallonne, la méthode du Lancashire empruntée aux Anglais, la méthode allemande et le pudlage au bois.

Le procédé wallon, ainsi nommé, parce qu'il est originaire de l'ancien pays des Wallons, dans la Flandre française, fut introduit, en Suède, en 1643, par le baron Louis de Geer, qui acheta plusieurs forges de l'Uplande, et y amena des ouvriers de son pays. Ce procédé n'a pas subi en Suède de modifications notables pendant les deux siècles qui se sont écoulés depuis son importation; mais on s'est constamment appliqué à en rendre la pratique aussi parfaite que possible; et les produits ainsi obtenus ont toujours conservé une haute réputation, tandis que, dans certaines contrées de l'Europe où cette méthode était encore employée, il y a quelques années, mais où elle disparaît peu à peu, notamment en Bretagne, on peut dire que la pratique en avait dégénéré; il était rare de trouver des forgerons sachant diriger l'affinage et l'amener à un degré convenable. Les fers tendaient, en général, à se rapprocher par leur dureté de ceux que l'on obtient en Suède, mais ils étaient cassants et de qualité très-médiocre. Aussi l'introduction du pudlage, qui a aujourd'hui remplacé presque partout la méthode wallonne, dans l'ouest de la France, a été un progrès important; car les fers que l'on obtient aujourd'hui par le pudlage à la houille reviennent à un prix notablement moins élevé, et ils ont

Importation du procédé wallon en Suède.

pour la plupart gagné en qualité ; d'ailleurs la production des établissements métallurgiques s'est beaucoup accrue, parce que l'on a pu consacrer aux hauts fourneaux le combustible végétal qui, auparavant, était consommé dans les affineries.

Fontes auxquelles on applique le procédé wallon.

En Suède, le procédé wallon est exclusivement appliqué aux fontes provenant des minerais de Danemora et qui, comme je l'ai fait remarquer, sont tantôt blanches, tantôt truitées, offrant, par suite de la disposition des lamelles graphiteuses, un aspect moucheté, tacheté ou rubané ; mais il ne faut pas qu'elles soient trop graphiteuses, car alors elles seraient trop longues à affiner. On sait que le caractère principal de la méthode wallonne consiste en ce que l'affinage de la fonte et le réchauffage du fer brut ont lieu dans des foyers différents, qui sont revêtus intérieurement de plaques de fonte, et qui reçoivent le vent d'une même soufflerie.

Dimensions des foyers d'affinerie.

Voici les dimensions des foyers d'affinerie, telles que je les ai mesurées à l'usine d'Österby et à celles des environs : la longueur mesurée dans le sens perpendiculaire à la tuyère, ou la distance du chio à la rustine est de 77 à 78 centimètres ; la face de chio a 60 centimètres de largeur, et la rustine en a 64. La face du contrevent est un peu inclinée, de façon que la largeur de la plaque de fonte occupant le fond du foyer n'est que de 55 à 56 centimètres ; la profondeur du foyer est de 37 à 38 centimètres. La tuyère n'est pas placée au milieu de la varme, mais un peu plus à gauche, savoir à 27 ou 28 centimètres de la rustine, et à 36 centimètres du chio ; elle est inclinée de 10 à 12 degrés et avance dans le foyer de 11 à 12 centimètres ; son extrémité se trouve à 25 centimètres au-dessus du fond. L'œil en est demi-circulaire, il a 6 à 7 centimètres de largeur et 3 1/2 de hauteur. L'orifice de la buse a des dimensions sembla-

bles et se trouve à 10 centimètres en arrière de l'œil de la tuyère. On voit que le foyer est disposé de manière à concentrer la chaleur dans le voisinage de la rustine, car c'est de ce côté qu'est rapprochée la tuyère.

Description de l'affinage wallon.

Dans l'affinage wallon on commence par remplir de menu charbon la partie du foyer adjacente au chio ou laiterol; et, du côté opposé, par dessus l'arête de la rustine, on introduit la gueuse qui est d'une grande longueur, de façon qu'elle avance de 10 à 12 centimètres, en présentant une inclinaison de 9 à 10 degrés vers le fond; le bout opposé de la gueuse est soutenu par un rouleau. Ensuite on remplit le foyer de charbon; l'on y jette des scories riches, et l'on donne le vent. L'extrémité de la gueuse arrive promptement à la température rouge, se ramollit et entre en fusion, non par petits lopins, mais par gouttes qui tombent au travers des charbons, et qui, recevant alors l'action du courant d'air, commencent à se décarburer. On avance la gueuse à mesure, jusqu'à ce que l'on ait au fond du creuset une masse de métal pesant une trentaine de kilogrammes. Pour en hâter l'affinage, on enfonce un ringard au-dessous et on amène sous le vent les parties dont l'affinage est le moins avancé. En même temps, on ajoute des sornes ou scories riches, on arrose pour concentrer le feu, et l'on a soin de détacher le nez de scorie qui tend à se former autour de l'extrémité de la tuyère. La masse métallique étant arrivée à une haute température, au moyen de deux ringards, on la retourne de manière à amener sous la tuyère la partie qui était adjacente au contrevent. Alors les parties qui n'étaient point encore suffisamment décarburées achèvent de s'affiner; et très-peu après, on soulève la loupe au-dessus du charbon; puis, on en détache la sorne qui s'y trouve adhérente; on la saisit avec une tenaille, et on l'amène sur une

vieille enclume, ou une grosse plaque de fonte; et là, on la bat avec une masse, de manière à séparer les portions qui sont peu cohérentes et que l'on rejette dans le foyer. De là on apporte la loupe sous le marteau, que l'on fait d'abord marcher lentement, à petits coups, pour donner de la consistance à la masse métallique; puis on accélère les chocs, et on donne à la loupe une forme prismatique. On la rapporte après ce premier battage au foyer d'affinerie; et, du côté du chio, on l'enfonce verticalement dans le charbon, et on la couvre de fraisil pour la préserver de l'action oxydante du courant d'air : de temps en temps on la retourne pour qu'elle s'échauffe sur toutes ses faces. D'ailleurs, dès la première fois que la loupe a été arrachée du foyer, on a rapproché de la tuyère la gueuse qui doit ensuite être affinée, afin que son extrémité entre en fusion et fournisse le métal nécessaire pour former la loupe suivante. Dès que la pièce de fer brut qui a déjà subi un premier battage est parvenue au rouge blanc, on la ramène sous le marteau, on la cingle et l'on en forme des lopins que l'on ramène à la température rouge, en les plaçant dans un foyer de chaufferie au charbon de bois, qui a 21 à 22 centimètres de profondeur, et qui est garni de plaques de fonte, comme le foyer d'affinerie. On y brûle principalement du menu-charbon, en ayant soin de concentrer le feu par un fréquent arrosage. Pendant le réchauffage, il se sépare habituellement des grumeaux de fer que l'on réunit; et, après six ou sept opérations, ces grumeaux forment une loupe additionnelle, dont il faut détacher une couche de sorne plus ou moins épaisse. On obtient ainsi une vingtaine de kilogrammes de fer, qui est, à la vérité, d'une qualité inférieure et que l'on consomme dans le pays.

A un foyer d'affinerie wallon sont attachés un maître affineur, un aide et deux servants, mais la moitié seulement travaille à la fois : les postes sont très-courts, de trois heures seulement. On y fait ordinairement cinq à six loupes, dont chacune n'exige guère plus d'une demi-heure. A la chaufferie les postes sont de huit heures : six ouvriers y sont attachés, savoir un maître, deux aides, deux servants et un ou deux jeunes. Le personnel d'une forge comprenant deux feux et un marteau est de dix à douze ouvriers. En une semaine on y fabrique 6,000 à 7,000 kilogrammes de fer en barres. **Personnel d'une forge wallonne.**

Le déchet sur la fonte, qui était dans l'origine d'environ 35 pour 100 a été réduit par suite d'une meilleure pratique à 28 et 27 pour 100 (1), dont les trois cinquièmes environ dans l'affinage, et deux cinquièmes dans le réchauffage : ce déchet excède encore de 4 à 5 pour 100 celui que l'on éprouve dans la méthode allemande ; à la vérité on refond quelquefois, comme je l'indiquerai plus loin, les scories les plus riches, pour en extraire une partie du fer qu'elles contiennent. Dans des affinages exécutés, à titre d'expériences, avec le plus grand soin, on est parvenu à réduire le déchet à 25 et 24 pour 100. **Déchets sur la fonte.**

Quant à la consommation de charbon, elle s'élève à 18 ou 19 hectolitres par quintal métrique de fer, ou en **Consommation de charbon.**

(1) L'ancien règlement sur les forges exigeait que les affineurs obtinssent 20 lispunds de fer avec 26 de fonte, ce qui correspondait à un très-faible déchet savoir 23,1 p. 100. Mais on reconnut bien vite que, dans l'affinage wallon, on ne pouvait pas prétendre à un résultat aussi avantageux, et qu'on devait regarder comme satisfaisant un produit de 72 de fer en barres pour 100 de fonte employée. Avec la meilleure allure le déchet ne descend pas au-dessous de 25 p. 100, mais actuellement le forgeron serait responsable de la perte, si le déchet excédait 30 p. 100; par contre il a droit à une prime, lorsqu'il descend au-dessous de 28 p. 100, sans préjudice sur la qualité.

poids, de 270 à 280 p. 100 de fer en barres obtenu. Le maximum que l'on accorde aux forgerons est de 300 p. de charbon p. 100 de métal; mais il est rare que l'on en brûle une aussi forte quantité. La moitié environ de la consommation de combustible a lieu dans l'affinage de la fonte, et la moitié dans le réchauffage.

Fers de Danemora.

Les fers de Danemora ont, en général, une texture à grains fins et serrés, tendant à se rapprocher de celle de l'acier : ces fers, qui sont les plus recherchés pour la cémentation, sont plus durs et ont moins de tendance à devenir nerveux par le battage que les fers à gros grains. Dans les usines de l'Uplande, où l'on tient surtout à conserver la qualité et la haute valeur des produits, on cherche beaucoup moins qu'ailleurs à faire des économies de charbon, ou à diminuer le déchet sur la fonte; mais on veille particulièrement à ce que le forgeage du fer soit toujours exécuté avec le plus grand soin.

Perfection du travail mécanique du fer.

Tout le monde sait à quel degré de perfection est poussé le travail mécanique des bonnes sortes de fers en barres de la Suède; combien la surface en est lisse, brillante et douce au toucher, combien les arêtes sont vives et nettes. L'impossibilité d'y découvrir aucune paille ou gerçure, même à l'aide d'un verre grossissant, prouve évidemment la qualité intrinsèque du métal, la parfaite homogénéité et la cohésion des particules; car il serait impossible de forger avec une telle perfection des fers qui ne posséderaient pas ces qualités. On a remarqué, en outre, que dans la conversion en acier on obtient des produits bien supérieurs, quand on n'emploie que des fers qui brillent ainsi par la beauté de leur aspect; ce n'est donc pas là un luxe d'élégance que l'on doive regarder comme tout à fait inutile.

Néanmoins, si la possibilité de donner aux barres de fer un si admirable fini dépend de l'état intime des particules métalliques, on ne saurait non plus contester l'habileté des forgerons suédois. Le marteau qu'ils emploient pèse de 300 à 350 kilogrammes; il est confectionné avec un grand soin : il se compose d'une douzaine de pièces de fer très-tenace, bien soudées ensemble; en outre, il est garni d'acier; la panne est parfaitement plane, large de 6 à 7 centimètres. L'enclume est en fonte dure; elle présente une table plane, de 8 à 9 centimètres de largeur, sur 40 à 45 de longueur. L'expérience a montré qu'il convient d'employer des marteaux d'un assez grand poids, qui sont soulevés à une petite élévation et frappent un grand nombre de coups; c'est préférable à des marteaux moins lourds, et dont la course serait plus étendue. On sait, d'ailleurs, quelle influence favorable exerce sur la qualité du fer la température élevée à laquelle on le forge. L'étirage des pièces de fer brut exige quatre et parfois même cinq chaudes; on les martèle d'abord au milieu, puis aux extrémités, tandis que c'est le contraire pour les pièces d'un petit calibre.

Marteaux employés en Suède.

Dans les usines situées hors de l'Uplande, et où l'on traite des minerais autres que ceux de Danemora, mais cependant susceptibles de fournir des fers propres à la fabrication de l'acier, on emploie depuis plusieurs années une méthode qui n'est autre chose qu'une modification de la méthode wallonne, quoiqu'elle porte un nom différent. La formation de la loupe et le réchauffage des pièces de fer brut ont aussi lieu dans des foyers particuliers. Ce procédé, qui a été l'objet d'expériences suivies à l'usine de Lesjöfors, s'est répandu de là dans beaucoup d'établissements de la Wermlandie et de la Dalécarlie, ainsi à Bäckefors, Munckefors, Liljendal,

Méthode d'affinage du Lancashire.

Furudal, etc. Dans la plupart des forges de la Norwége que j'ai visitées, ainsi à Noes, Egeland, Laurwig, etc., j'ai vu pratiquer le même procédé, que l'on désigne par l'expression de méthode du Lancashire, attendu que l'on suit le même mode d'affinage qui est pratiqué dans le comté de Lancashire, sur des fontes à tendance aciéreuse; c'est, du reste, la seule partie de l'Angleterre où l'on fabrique des fers au charbon de bois susceptibles d'être convertis en acier. Mais, en Scandinavie, au lieu de brûler de la houille dans les foyers de chaufferie, comme on le fait en Lancashire, on se sert, en général, de charbon de bois, parce qu'il est meilleur marché : le réchauffage des massiaux de fer brut a lieu d'ailleurs suivant le même mode que dans les forges des environs de Danemora.

Différences principales entre l'affinage wallon et la méthode du Lancashire.

Voici maintenant les principales différences qui existent dans l'affinage entre la méthode du Lancashire et le procédé wallon. La fonte que l'on traite n'est pas ordinairement blanche et lamelleuse comme celle de Danemora; mais c'est en général de la fonte truitée, se décarburant avec un peu moins de facilité; d'où il résulte que l'affinage, au lieu de durer une demi-heure, exige d'une heure et demie à deux heures (1); le tra-

(1) Lorsque j'ai visité l'usine de Nœs, près d'Arendal, la fonte en gueuse étant un peu trop grise et trop lente à affiner, on lui faisait subir l'opération préalable du mazéage : il est vrai qu'ainsi le déchet se trouvait un peu augmenté, mais le fer gagnait beaucoup en qualité, et le maître de forge, M. Aale, m'assura qu'il trouvait une compensation avantageuse dans l'élévation du prix de ses fers qu'il expédiait pour la plus grande partie dans l'Amérique du Nord et qui étaient très-recherchés sur le marché de New-York. On soumettait à la fois 160 kilogrammes de fonte au mazéage; le déchet s'élevait de 9 à 10 p. 100, et la consommation de charbon était d'environ 4 décistères ou 60 kilogrammes.

vail est plus long et plus pénible; il est nécessaire de retourner plusieurs fois la loupe, de la soulever en approchant de la tuyère les parties dont l'affinage est le moins avancé. Le poids de la loupe est d'ailleurs beaucoup plus considérable; il varie, suivant les usines, de 60 à 90 kilogrammes. Pour hâter la fusion de la gueuse, dans la plupart des forges à la Lancashire que j'ai visitées, le feu d'affinerie est couvert d'une voûte qui se prolonge latéralement, de manière à former une sorte de petit four, où l'on chauffe les gueusets avant de les mettre dans le feu d'affinerie.

Déchets sur la fonte et consommation de charbon.

La fonte éprouve un déchet de 12 à 14 p. 100 à l'affinage, et de 11 à 12 dans le réchauffage; ce qui donne une perte totale d'environ 25 p. 100. Il y a pourtant quelques usines où le déchet s'élève jusqu'à 28; il égale alors celui qui a lieu dans la méthode wallonne; mais, en général, il m'a paru être sensiblement moindre. Quant à la consommation de charbon, d'après les renseignements qui m'ont été donnés sur différentes usines, elle est aussi généralement un peu plus faible, surtout dans les forges des environs d'Arendal; ainsi à Laurwig, Egeland, etc., elle ne s'éleverait pas ordinairement à plus de 14 décistères, ou environ 210 kilogrammes par quintal métrique de fer en barres, tandis que la méthode wallonne donne lieu, aux environs de Danemora, à une consommation de 280 de charbon pour 1 de fer. Il y a, il est vrai, d'autres forges où, en suivant le procédé du Lancashire, on consomme beaucoup plus, jusqu'à près de 2 stères de charbon par quintal de fer; mais je pense que l'on peut prendre pour consommation moyenne 16 décistères, ou 240 kilogrammes pour 100 de fer en barres obtenu; ce qui est encore une consommation notablement inférieure à celle du procédé wallon.

But de la méthode du Lancashire. Ainsi que l'a fait voir M. Leplay, dans son intéressant mémoire sur le commerce des fers et aciers, la méthode du Lancashire a pour but de fournir des produits jouissant d'une propension aciéreuse, mais cependant toujours moins estimés que les fers de Danemora; non pas probablement à causé des différences dans le mode de fabrication, mais par suite du défaut de parité des minerais. Toutefois le procédé du Lancashire a remplacé la méthode allemande dans beaucoup d'usines de la Scandinavie, parce qu'on l'a jugé plus propre à développer ou à conserver dans les fers la tendance aciéreuse dépendant essentiellement de la nature des minerais. En effectuant ce changement de procédé, les maîtres de forge ont eu en vue d'élever le prix de vente de leurs fers, de manière à le rapprocher de la cote des fers de l'Uplande. Néanmoins, malgré l'amélioration de qualité qui est résultée de ces efforts, ils n'ont pu qu'imparfaitement atteindre leur but; les fers de Danemora ont toujours conservé leur supériorité de prix.

Méthode allemande. Dans les foyers où l'on ne cherche pas à obtenir des fers spécialement destinés aux aciéries, on pratique, en général, la méthode allemande, qui se distingue en ce que la décarburation de la fonte et le réchauffage du fer brut ont lieu dans un même foyer, qui est chauffé au charbon de bois. Cette méthode fut introduite en Suède, vingt et quelques années plus tôt que la méthode wallonne, savoir vers l'an 1620, sous le règne de Gustave-Adolphe, et par un de ses conseillers, qui fit venir des forgerons allemands. On sait que cette méthode comprend plusieurs variétés distinctes; la plus répandue dans le nord de l'Europe est la variété usuelle, celle que l'on désigne par l'expression de *kochfrischen* ou affinage par bouillonnement, ainsi nommé à cause

du bouillonnement que produit au sein de la fonte demi-liquide le dégagement de l'oxyde de carbone provenant de la décarburation. Ce procédé est trop connu pour qu'il y ait utilité à le décrire dans ce mémoire : je ferai seulement observer que c'est celui qui paraît le mieux convenir aux fontes provenant de minerais médiocres : le fer que l'on fabrique ainsi est, en général, moins dur, plus souple, plus homogène, que s'il est obtenu d'une autre manière.

Affinage par bouillonnement.

Dans la plupart des forges suédoises à l'allemande, il y a deux feux d'affinerie et un marteau. Le personnel monte à huit ou dix ouvriers, savoir deux maîtres affineurs, deux marteleurs, deux aides et deux servants. La durée des postes est ordinairement de six à huit heures, dont quatre à cinq pour la liquéfaction de la gueuse et l'étirage des massiaux de l'affinage précédent, une heure pour le bouillonnement et le brassage du métal en fusion, deux heures ou deux heures et demie pour cingler la loupe et la partager en lopins. La quantité de fonte que l'on traite dans une opération varie de 120 à 160 kilogrammes, le déchet total est d'environ 23 p. 100; la consommation de charbon varie de 15 à 16 décistères par quintal métrique de fer fabriqué, ce qui donne moyennement 235 parties de charbon pour 100 de fer. La production hebdomadaire d'une forge à deux feux et à un marteau présente des variations assez considérables, depuis 4,000 jusqu'à 7,000 kilogrammes, suivant l'inégale facilité de décarburation de la fonte.

On se sert dans quelques usines de procédés un peu différents, que l'on peut considérer comme des dérivations, ou des variantes de la méthode allemande et que l'on désigne par les expressions de *but*, *sulu*, *durchbrechen* et *halbwallonen schmiede*. La méthode dite butsch-

Butschmiede ou affinage par masse.

miede ou affinage par masse, est ainsi nommée parce que la gueuse fond très-lentement, pendant que l'on étire les lopins; elle se décarbure en partie sous le vent d'une tuyère faiblement inclinée et va former un gâteau à demi-affiné qu'on appelle *but*, et qu'on n'a besoin de soulever que pour avaler la loupe. Cette manière d'opérer offre pour avantage de ne produire qu'un faible déchet sur la fonte, 18 à 20 p. 100, et de n'exiger qu'une médiocre consommation de charbon, savoir 13 à 14 décistères pour un quintal métrique ou deux parties pour une de fer fabriqué. Mais on ne peut appliquer ce procédé avec succès qu'à des fontes blanches, d'un affinage très-facile, et provenant de fort bons minerais, comme ceux de Philipstad. Jadis cette méthode était interdite par le règlement sur les forges; on regardait comme trop difficile d'obtenir ainsi du fer homogène, bien affiné, d'autant plus que le poids de la loupe est assez considérable; mais cette prohibition a été levée, quand on a reconnu que l'application de ce procédé à de bonnes fontes donnait des résultats avantageux; d'ailleurs le progrès des idées libérales a fait supprimer plusieurs autres entraves de ce genre qui pesaient sur l'industrie sidérurgique de la Suède.

Procédés accessoires dérivant de la méthode allemande.

Il y a encore d'autres procédés, dérivant de la méthode allemande, et qui étaient pratiqués dans quelques forges de la Suède et de la Norwége, mais qui aujourd'hui sont moins usités; ainsi il y a le *suluschmiede* ou affinage successif et le *durchbrechen schmiede* ou affinage par disjonction. Dans les deux cas on opère une division ou disjonction de la masse métallique quand elle est arrivée à un état demi-affiné; on approche de la tuyère les portions qui sont encore les plus carburées et l'on met à part celles dont l'affinage paraît le plus avancé. Dans l'affinage dit *successif*, on en forme de

suite une masse que l'on forge et que l'on étire; mais il est difficile d'obtenir ainsi du fer homogène et suffisamment affiné; aussi il vaut mieux suivre le procédé dit *durchbrecken schmiede*, dans lequel on met du côté du contrevent les parties affinées, pour les réunir un peu plus tard avec les autres portions, quand celles-ci ont achevé de se décarburer; on en forme une seule loupe qui présente alors un degré d'affinage très-satisfaisant. Après qu'elle a été arrachée du foyer, on la partage, comme d'ordinaire, en plusieurs lopins, que l'on étire successivement. En opérant ainsi, dans quelques usines où la fonte en gueuses provenait de minerais fortement pyriteux, on est parvenu à obtenir du fer moins rouverin et plus tenace qu'en suivant la méthode wallonne ou l'affinage allemand ordinaire (koch frischen).

Je mentionnerai encore un autre procédé que l'on appelle *méthode demi-wallonne* comme étant intermédiaire entre la méthode allemande et la méthode wallonne : son point de contact avec cette dernière consiste en ce que l'on ne réchauffe pas les massiaux dans le feu d'affinerie jusqu'à leur étirage complet : au lieu de les amener à l'état de fer en barres, on les fait servir directement à la confection des ancres, et alors on les réchauffe dans un foyer à part. Néanmoins le mode général d'affinage se rapproche davantage de la méthode allemande, surtout de l'affinage par disjonction (durchbrechen) dont il était question tout à l'heure. C'est seulement à l'usine de Söderfors que l'on pratique ce système : on y traite des fontes en partie blanches, en partie truitées, mouchetées ou rubanées, provenant en général des minerais de Danemora, et s'affinant avec assez de facilité. On met à fondre, du côté du contrevent, deux gueuses à la fois, pesant chacune environ

Affinage demi-wallon.

80 kilogrammes, et on les avance graduellement vers la tuyère; la liquéfaction est achevée en une heure et demie. Quand la masse se trouve réunie au fond du foyer, on la brasse vivement avec un ringard; puis, quand le bouillonnement touche à sa fin, on divise la masse pâteuse: on expose ensuite sous le vent de la tuyère les parties les moins décarburées, et l'on met à part, du côté du contrevent, les parties déjà affinées, que l'on arrose avec un peu d'eau. On répète plusieurs fois cette disjonction; puis, quand toutes les parties de la masse sont arrivées à un état suffisant de décarburation, on les approche de la varme, et on en fait une seule loupe, que l'on chauffe fortement, pour l'amener à l'état de demi-fusion. On la cingle ensuite avec un marteau pesant environ 300 kilogrammes, et on la partage en quatre lopins. Le fer que fournit ce mode d'affinage est remarquable par son extrême ténacité, sans cependant qu'il soit trop flexible : il possède à un haut degré les qualités particulières que l'on recherche dans le métal servant à la confection des anc res. A lavérité, le déchet sur la fonte et la consommation de charbon sont un peu plus considérables que dans la méthode allemande la plus usitée; mais on y attache peu d'importance, attendu qu'il s'agit d'une fabrication toute spéciale.

Prix de revient de la fonte aux environs de Danemora.

Avant de quitter ce sujet, donnons une évaluation approximative du prix de revient du fer fabriqué dans des feux d'affineries au charbon de bois; occupons-nous d'abord de l'affinage wallon. La fonte que l'on produit dans les hauts fourneaux des environs de Danemora ne revient pas au fabricant à plus de 60 francs la tonne. En effet, on consomme 2.100 kilogrammes de minerai coûtant environ 24 francs aux usines, qui sont peu éloignées des mines, et qui toutes ont des parts de pro-

priété. Le grillage et le cassage de ce minerai peuvent être estimé à 3 francs et la castine à 1 franc; on ajoute fort peu de fondant, et souvent pas du tout. On brûle 1.100 kilogrammes de charbon coûtant 17 francs. Il y a pour environ 5 francs de main-d'œuvre, et en portant à 10 ou 11 francs les frais généraux et divers, cela met le prix de la tonne de fonte à 60 francs.

Prix de revient du fer aux environs de Danemora.

Or pour fabriquer 100 de fer, on consomme :

	francs.
138 kilogrammes de fonte à 6 francs	8,28
280 kilogrammes de charbon à 1f,50 (1)	4,20
Main d'œuvre	1,70
Frais généraux et frais divers	1,50
Total	15,68

Le prix de vente des fers de Danemora étant de 75 francs, on voit qu'il y a, abstraction faite des frais de transport de l'usine au lieu de vente, un bénéfice d'environ 59 francs par quintal métrique, soit trois ou quatre fois le prix de revient..

Les fontes fabriquées dans les usines situées hors de l'Uplande reviennent à un prix qui varie de 60 à 75 francs la tonne (Voir plus haut, pages 456 et suivantes, les détails du prix des fontes d'Aker, Stafsjö et Finspäng). On peut prendre 7 francs comme le prix de revient moyen du quintal métrique, qui se vend 10 à 11 francs dans le pays.

(1) Le prix que j'attribue au charbon de bois représente la valeur du combustible qui est acheté, et non le prix auquel revient le charbon au propriétaire de forêts qui ne paye que les frais d'abatage, de carbonisation et de transport. Ainsi, pour les maîtres de forges des environs de Danemora, le charbon provenant de leurs affouages ne coûte, rendu à l'usine, que 1 franc le stère ou 0f,66 les 100 kilogrammes.

Prix de revient du fer fabriqué à la Lancashire et par la méthode allemande.

D'après ces données, nous trouvons que le fer fabriqué à la Lancashire coûte environ 16 francs à celui qui est à la fois possesseur de forges et de hauts fourneaux; c'est ce que montrent les détails ci-dessous :

Affinage à la Lancashire.

	fr.
135 kilogrammes de fonte à 7 francs.	9,45
240 kilogrammes de charbon à 1f,40.	3,35
Main-d'œuvre.	1,90
Frais généraux et frais divers.	1,50
Total.	16,20

Affinage allemand.

	fr.
130 kilogrammes de fonte à 7 fr.	9,10
235 kilogrammes de charbon à 1f,40.	3,29
Main-d'œuvre.	1,75
Frais généraux et frais divers.	1,50
Total.	15,64

En admettant 33 francs et 30 francs pour les prix de vente moyens des fers fabriqués à la Lancashire et à la méthode allemande, on trouve que le bénéfice par quintal métrique est de 16 à 17 francs pour les premiers et de 14 à 15 pour les seconds.

Si le maître de forges, au lieu de fabriquer lui-même la fonte, est obligé de l'acheter, elle lui coûte 10 à 11 francs le quintal métrique, suivant sa qualité; celle que l'on affine à la Lancashire doit être meilleure, et peut être évaluée à 11 francs le quintal métrique, soit à 14f,85 pour 135 kilogrammes, ce qui élève le prix de revient de 5f,40. Dans l'affinage allemand, le coût de la fonte est de 13 francs (à 10 francs le quintal métrique), au lieu de 9f,10, et le prix de revient est élevé de 3f,90.

Établissement de laminoirs en Scandinavie.

C'est seulement vers l'an 1830 que l'on a commencé à établir les premiers laminoirs en Scandinavie; il y eut

à cette époque de vives discussions parmi les métallurgistes suédois au sujet de l'influence que le laminage peut exercer sur la qualité du fer. Afin de s'éclairer, on transporta en Angleterre des pièces de fer brut; et, après les avoir fait laminer, on reconnut que les barres ne présentaient pas, comme on l'avait supposé, de défaut de cohésion ou de manque de corps, qu'elles avaient acquis plus de nerf, et étaient devenues plus ductiles que si elles avaient été battues au marteau. Berzélius fit alors cette remarque, savoir, que dans le laminage les axes des molécules cristallines du fer se disposent en fibres parallèles, et que cela donne du corps à des fers qui seraient réduits en pièces par le choc du marteau, toujours un peu inégal. L'avis du collége des mines de Stockholm fut favorable à l'établissement des laminoirs, tandis que la société des maîtres de forges opina dans le sens opposé; on prétendit que, par suite de l'uniformité d'aspect que donne l'emploi des laminoirs, on livrerait au commerce beaucoup de mauvais fers qui autrefois étaient entièrement consommés dans le pays, et que l'on discréditerait ainsi à l'étranger les fers de Suède; de plus, que les moyens de fabrication étant rendus plus expéditifs la production s'accroîtrait beaucoup; tandis que, dans l'intérêt des mines et des forêts, il fallait s'attacher à perfectionner les produits plutôt qu'à les multiplier. Quoique ces considérations ne fussent pas sans importance, l'établissement de laminoirs fut autorisé; aujourd'hui beaucoup d'usines de la Suède en sont pourvues, et il en est de même pour les forges de Laurwig et de Mess en Norwége.

Quelques années après, vers 1835, on introduisit en Suède la méthode de puddlage, et il existe à Nyby, près Thoraballa, à proximité du lac Hälar, une belle usine que j'ai vue dans une situation florissante, et où l'on pra- Puddlage au bois à Nyby.

tique le puddlage de la fonte et le réchauffage du fer brut dans des fourneaux à réverbère chauffés au bois. Il n'y a pas dans cet établissement de haut fourneau; on y traite de la fonte grise ou truitée, provenant, en général, de la Westmanie, principalement des hauts fourneaux des environs de Norberg.

Il y a deux fours à puddler, un four simple et un four double, c'est-à-dire se composant de deux fours accolés dans le sens de leur longueur, mais non séparés par une cloison et présentant la même sole. Le brassage de la fonte s'effectue simultanément sur les deux moitiés de cette sole, au moyen de deux portes opposées. Ce four double n'a d'autre avantage que de produire une légère économie de combustible, et il présente à l'usage certaines difficultés provenant de ce que le travail du puddlage doit marcher simultanément, avec la même rapidité, de chacun des côtés. Or, comme cette condition ne peut pas toujours se réaliser d'une manière parfaite, on est exposé à obtenir du fer un peu moins bon. Dans le four double et dans le four simple, la sole se prolonge ainsi que la voûte, de manière à offrir, comme dans beaucoup de forges champenoises, un petit four où l'on met les gueusets à chauffer, avant de les poser sur la partie où doit s'effectuer le puddlage.

La sole est en fonte, et recouverte d'une couche de scories épaisse de 4 à 5 centimètres. La chauffe est rectangulaire et occupe toute la largeur de la sole; elle a dans ce sens environ $2^m,20$ d'étendue pour le four double. Dans le sens opposé, elle n'a que $0^m,50$, et c'est dans cette direction que sont placés les barreaux de la grille. Ils ont 25 millimètres de largeur et 4 à 4 1/2 centimètres d'écartement. La voûte s'étend à 65 centimètres au-dessus. On brûle du bois complétement sec, abattu depuis deux ans, et réduit en bûchettes d'une

forme régulière, ayant 32 centimètres de long et fendues de manière que leur épaisseur soit de 6 à 7 centimètres. La grille reçoit le courant d'air par le dessous; l'orifice de chargement a 10 centimètres de hauteur sur 15 de largeur; il se ferme par une forte plaque de tôle, qu'un gamin soulève quand il va jeter une bûchette sur la chauffe; puis cette plaque retombe par son propre poids.

Résultats économiques.

Une opération de puddlage dure de une heure et trois quarts à deux heures; ainsi en vingt-quatre heures on en fait 13 ou 14 au four simple et 12 au four double. On traite dans ce dernier 350 kilogrammes de fonte, et la moitié seulement, ou 175 kilogrammes au four simple. Le déchet sur le fer ne serait pas, m'a-t-on dit, de plus de 6 p. 100 dans le puddlage. Dans chaque opération on produit deux loupes que l'on cingle sous un marteau frontal, puis on les divise en lopins que l'on réchauffe à un four à réverbère et que l'on passe ensuite au laminoir. Pour puddler les 350 kilogrammes de fonte au four double, d'après les renseignements qu'a bien voulu me donner M. Zéthélius, propriétaire de Nyby, on consommerait deux stères de bois, et pour le réchauffage des massiaux, on n'en brûlerait que 10 à 12 décistères. Avec le four simple, la consommation est un peu plus forte, savoir de 13 à 14 décistères pour puddler 170 kilogrammes et 7 à 8 pour le réchauffage.

Le travail du four double exige deux pudleurs et deux aides travaillant à la fois, plus un gamin pour charger le bois sur la grille et un ouvrier pour le fendre; ce qui fait en tout douze ouvriers par vingt-quatre heures. Le four simple emploie sept ouvriers dans le même temps; ainsi les frais de main-d'œuvre sont peu différents. Les maîtres puddleurs reçoivent 25 centimes par 170 kilogrammes de fer obtenu et les aides 20 centimes; ils

sont d'ailleurs logés. Chacun des deux fours à réchauffer emploie deux ouvriers, plus un jeune enfant pour charger le bois et un ouvrier pour le fendre; c'est le double par vingt-quatre heures.

Propriétés du fer obtenu par le puddlage au bois.

Le fer obtenu par ce procédé jouit d'une grande malléabilité; il est excellent pour la confection de la tôle; on en emploie aussi beaucoup à des ouvrages de taillanderie, et principalement à la manufacture d'armes d'Elkilstuna. Mais pour la conversion en acier, ce fer ne conviendrait pas autant que celui fabriqué dans des feux d'affinerie au charbon de bois. Inutile d'ajouter que ce mode de puddlage ne peut être appliqué avec succès que dans une localité qui offre des facilités particulières pour les approvisionnements de bois, qui se trouve placée au bord d'un lac ou d'une rivière flottable. A l'usine de Nyby, outre les deux fours à puddler, les deux fours à réchauffer, il y a des trains de laminoirs gros mill et petit mill, un laminoir à tôle, et un four à réverbère pour la tôle, qui est également chauffé au bois et divisé en trois compartiments; il y a encore une fenderie et des cisailles avec lesquelles on découpe la tôle en bandes pour la confection des grandes scies. La fabrication de la tôle a pris ici un très-grand développement et s'est élevée de 4 à 500.000 kilogrammes par an. Elle se vend 60 à 70 francs le quintal métrique.

Fabrication du fer par l'emploi des stückofen ou fourneaux à masse.

Usines à Stückofen.

Il existe encore en Finlande une dizaine d'usines où on traite le minerai de fer, non point dans des hauts fourneaux, mais dans des stückofen ou *fourneaux à masse*, et j'ai eu l'occasion d'en voir lorsque j'ai visité cette contrée. Une usine de ce genre se compose habituellement d'un stückofen, d'un foyer d'affinerie et

d'un marteau; il y a quatre soufflets en forme de caisses pyramidales en bois, dont deux fournissent le vent au stückofen et deux au foyer d'affinerie; chaque paire de soufflets est mue par une roue à augets de 3 à 4 mètres de diamètre, qui au moyen d'un came élève ou abaisse l'une des bases de la caisse. Il y a une autre roue à augets, dont l'arbre soulève le marteau.

Le stückofen a 2m,20 à 2m,30 de hauteur; le vide intérieur offre à peu près la forme d'un prisme hexagonal régulier, ayant 0m,40 à 0m,45 d'écartement entre deux côtés opposés; seulement ce prisme devient un peu plus étroit à sa partie inférieure. Le tout est bâti en granite et de construction fort grossière. Le trou par où on arrache la loupe ou masse de fer à demi fondue est cunéiforme, à section carrée, ayant au dehors 45 centimètres de côté, mais seulement 30 centimètres à l'intérieur du fourneau. Il est placé sur le devant, et on le bouche avec du fraisil et des pierres; l'assise située audessus est soutenue par des barreaux de fer. La tuyère est placée sur le côté et reçoit le vent par deux buses. Disposition des stückofen.

On ne traite dans ces appareils que des minerais hydroxydés de marais ou de lacs, qui sont facilement fusibles; on ne juge pas nécessaire de les griller. La réduction de l'oxyde de fer et la liquéfaction de la gangue se font à une température peu élevée; la teneur générale de ces minerais est de 30 à 35 p. 100, mais on n'en retire guère que 20 à 22 de métal, qui se réduisent à 14 ou 15 dans la transformation en fer forgé. On extrait la loupe toutes les quatre ou cinq heures; dans ce temps on fond 170 à 180 kilogrammes de minerai, et l'on brûle un demi-stère ou 75 kilogrammes de charbon de pin ou de sapin. La fusion a lieu sans qu'il y ait besoin d'ajouter de la castine; c'est l'oxyde de fer qui remplace la chaux dans la scorie; celle-ci est donc pe- Traitement des minerais de fer au stückofen.

sante, et offre un aspect métallique; elle est d'un gris bleuâtre, et dans la cassure on voit de larges lames radiées. Après l'avoir fait écouler, l'ouvrier agglomère à l'aide de son ringard les particules de fer et parvient à en former une loupe qui pèse environ 35 kilogrammes. Elle est dans un état intermédiaire entre le fer et la fonte; on l'affine dans un foyer servant aussi au réchauffage des lopins de fer brut : on obtient 25 à 26 kilogrammes de fer en barres.

Consommation de charbon.

Quant à la consommation de charbon, elle est dans le stückofen d'environ 75 kilogrammes pour 35 kilogrammes de loupe, soit 2,1 pour 1 de métal. Dans le raffinage et le réchauffage elle est de 70 kilogrammes pour produire 25 kilogrammes de fer, soit 270 p. 100. Dans les deux opérations, la consommation totale de charbon est de 145 kilogrammes, ou de 5 à 6 pour 1 de fer en barres obtenu. La production est de 350 à 400 kilogrammes par semaine; dans une usine de ce genre il n'y a que neuf à dix ouvriers; quatre travaillant à la fois suffisent pour le service du stückofen, pour l'affinage et le martelage.

Conditions économiques des usines à stückofen.

La fabrication du fer dans le stückofen est évidemment l'enfance de l'art; c'était jadis le procédé suivi dans tout le nord de l'Europe; il a disparu de la Suède et de la Norwége; mais il est encore assez bien approprié à un pays encore à l'état primitif, comme la Finlande, où la population est disséminée, et à l'intérieur duquel on ne trouve pas de grands centres de consommation ni de commerce. Une usine à stückofen, située loin de la côte, satisfait aux besoins d'une région assez étendue; d'ailleurs il y a cet avantage que sa construction n'exige qu'un capital très-modique; les frais d'établissement ne s'élèvent pas à plus de quelques mille francs; la main-d'œuvre est la principale dépense, car on ob-

tient du gouvernement l'autorisation de prendre dans les forêts des environs le bois nécessaire pour les constructions et pour la carbonisation.

Pour fabriquer un quintal métrique de fer dans une usine à stückofen, on consomme environ 700 kilogrammes de minerai, qui coûtent 3 francs, et 550 kilogrammes de charbon valant 4 francs à 4f,50. La main-d'œuvre s'élève de 10 à 12 francs, ce qui donne environ 20 francs pour le prix de revient de 100 kilogrammes; or le prix de vente est double. Il faut observer d'ailleurs que le fer obtenu d'après ce procédé est produit à une basse température qui rend plus difficile la réduction de la silice, et des bases terreuses; aussi est-il d'une qualité notablement meilleure que si la réduction avait lieu dans un haut fourneau où la température est plus élevée.

Dans quelques usines de l'Uplande, on emploie un appareil analogue aux stückofen pour refondre les scories riches obtenues dans l'affinage wallon; mais on ne parvient à en extraire qu'une portion du fer qui s'y trouve contenu. On a un fourneau à cuve élevé de 2m,40 à 2m,50, ayant 0m,35 de largeur au gueulard, et 0m,45 à sa partie inférieure, qui est revêtue de plaques de fonte. Il y a, de même que dans les stückofen, une tuyère située à 30 centimètres au-dessus du fond. Le fourneau étant rempli de charbon, on charge par couches successives du charbon de bois et des scories réduites en petits fragments de la grosseur d'un pois. Pour 12 kilogrammes de charbon, l'on charge une vingtaine de kilogrammes de scories, qui produisent 3 à 4 kilogrammes de fer. Le rendement varie de 15 à 20 p. 100, et la consommation du charbon est de 3 à 4 parties pour 1 de fer obtenu. Au bout de deux ou trois heures on ouvre la poitrine du fourneau; on fait

Traitement des scories dans les fourneaux analogues aux stückofen.

écouler la scorie, et l'on arrache la loupe qui pèse de 14 à 16 kilogrammes; elle est battue sous le marteau, puis les pièces de fer brut sont réchauffées et étirées comme à l'ordinaire. On comprend que ce fer ne peut être de fort bonne qualité et qu'on le consomme dans le pays.

Fabrication de l'acier.

Origine récente de la fabrication de l'acier en Suède.

Au commencement de ce siècle on ne fabriquait pas d'acier en Scandinavie, quoique l'on possédât les fers les plus renommés pour cet usage; mais depuis une quarantaine d'années cette industrie, dont les Anglais avaient conservé le monopole, s'est développée peu à peu en Suède, de même qu'en France et en Allemagne; dans ces derniers temps elle a acquis une importance telle que la production de l'acier s'élève aujourd hui, en Suède, à près de 100.000 quintaux métriques; cependant on n'y consacre pas les fers qui sont les plus recherchés sur les marchés de Sheffield, mais seulement les fers à acier communs.

Fours de cémentation.

Une acierie suédoise comprend un et parfois deux fours de cémentation; un foyer de chaufferie au charbon de bois pour réchauffer les barres d'acier cément, un et souvent deux martinets pour les étirer; il y a encore un four à trempe (1). Les fours de cémentation sont analogues à des fours à poterie; ils ont la forme de grandes chambres rectangulaires, de $2^m,50$ à 3 mètres de long sur 1 à 2 mètres de large, dans lesquelles se trouvent ordinairement trois caisses en terre réfractaire, autour desquelles circule la flamme; au-dessus est une voûte

(1) Les fours à trempe que j'ai vus en Suède sont rectangulaires, ayant 80 centimètres à 1 mètre de longueur, sur 15 centimètres de largeur et 25 de hauteur; au-dessous est la chauffe sur laquelle on brûle du bois.

surbaissée dans laquelle on a ménagé une ou plusieurs ouvertures pour donner issue aux gaz. Le mode de chauffage n'est pas le même dans toutes les usines; il y en a où l'on brûle du bois, et d'autres où l'on se sert de charbon de bois; dans le premier cas, la chauffe occupe toute la longueur du four, avec une largeur de 50 à 60 centimètres, le bois est chargé sur une grille; dans le second cas, il y a simplement un cendrier, recouvert par une voûte en briques, offrant plusieurs rangées d'ouvertures quarrées, dont chacune a 10 centimètres de côté, et qui sont destinées à laisser passer l'air nécessaire à la combustion. On remplit de charbon les intervalles qui séparent les caisses, à l'intérieur desquelles sont placées les barres de fer avec du poussier de charbon. La grandeur des caisses varie; il en est qui ne contiennent qu'une trentaine de quintaux métriques de fer, tandis que d'autres en renferment près de 50. Une cémentation dure de sept à huit jours, mais il faut dix à douze jours pour laisser refroidir le fourneau. Dans une fournée où l'on met à cémenter 120 quintaux métriques de fer, on brûle environ 160 stères de bois, et si c'est du charbon de bois, on en consomme de 80 à 100 stères. La dépense de combustible est un peu plus forte quand on brûle du charbon au lieu de bois; mais bien des gens prétendent que la cémentation réussit mieux, probablement parce que la température est plus élevée.

Étirage de l'acier.

L'acier que l'on fabrique en Suède subit presque toujours un ou deux étirages avant d'être livré au commerce; les barres sont réchauffées dans un foyer de chaufferie, où l'on brûle du menu charbon, puis on le bat sous un martinet. D'après les renseignements qui m'ont été donnés, le déchet sur l'acier est d'environ 10 p. 100, et la consommation de charbon varie de 1 à 1 1/2 pour 1 d'acier, suivant la grosseur des barres éti-

rées. Le prix de vente des aciers étirés varie de 45 à 70 francs, suivant les qualités et les dimensions.

Dans quelques usines de la Dalécarlie on fait une petite quantité d'acier naturel s'élevant de 1000 à 1500 quintaux; quant à la fabrication de l'acier fondu, elle est réduite à des proportions insignifiantes.

Élaborations diverses du fer.

La plus grande partie du fer que l'on fabrique en Scandinavie est exportée sous forme de barres; il y en a cependant une partie à laquelle on fait subir diverses élaborations, et qui s'élève à plus de 100.000 quintaux métriques. D'ailleurs ces fers élaborés ne servent pas seulement à la consommation du pays, beaucoup sont livrés à l'exportation : c'est ce qui eut lieu notamment pour les ancres que l'on fabrique à Söderfors, pour les chaînes destinées à la marine, la tôle, etc.

Fabrication des chaînes pour la marine.

L'élaboration du fer forgé présente surtout des avantages pour les usines qui se trouvent placées à l'intérieur du pays, et dont les produits doivent supporter des frais de transport plus ou moins considérables pour arriver sur les marchés; aussi c'est avec beaucoup de raison que M. Classon, l'intelligent maître de forges de Furudal, s'est appliqué à la fabrication des chaînes pour la marine; il emploie principalement pour cet objet les fers obtenus, soit par l'affinage allemand, soit par la méthode du Lancashire, et passés au laminoir. Ces fers sont essayés à la presse hydraulique : avant de se rompre, une barre cylindrique de 3 centimètres de diamètre doit résister à une traction représentant un poids de 4.300 kilogrammes, et même habituellement elle ne rompt que sous un poids de 7.000 kilogrammes. Ces chaînes sont fabriquées d'après le même procédé qu'à l'établissement de Guérigny, dans la Nièvre. On en

produit à Furudal 70 à 80.000 kilogrammes par an ; les grosses chaînes se vendent 60 à 70 francs le quintal métrique, et les petites 80 à 100 francs. Dans la belle forge de Laurwig, en Norwége, on fabrique aussi une assez grande quantité de chaînes pour la marine; elles se vendent à peu près le même prix que celles de Furudal.

J'ai déjà parlé de la fabrication de la tôle à l'usine de Nyby, près Thorshalla, où l'on emploie à cet usage du fer pudlé au bois. A l'usine de Skebo, en Uplande, on fabrique aussi de la tôle, mais avec du fer obtenu par l'affinage wallon, et extrait de minerais de Danemora. A Closter, en Dalécarlie, on affecte au même emploi du fer affiné à la méthode allemande. Ainsi l'on voit que l'on peut appliquer à cette fabrication des fers obtenus par des procédés très-divers; mais les méthodes par lesquelles on peut produire les fers les plus malléables, et par suite présentant le plus de facilité à se transformer en tôle, sont le puddlage au bois et l'affinage allemand. Quant au mode de confection de la tôle, il ne présente rien de particulier. La consommation de cet article a pris un grand développement par suite de la multiplicité croissante des appareils à vapeur; le prix de vente de la tôle est de 55 à 70 francs le quintal métrique. Fabrication de la tôle.

La fabrication du fil de fer est principalement développée dans la province de Smälande : elle a lieu par les procédés les plus simples, et présente les caractères d'une industrie rurale, car ce sont, pour la plupart, des paysans qui y sont adonnés. Ils emploient le fer provenant des minerais de Taberg, près Jonköping, et qui, à cause de sa grande ductilité, convient spécialement pour la tréfilerie. Tréfilerie.

Il y a dans les parties industrielles de la Scandinavie Clouteries mécaniques.

un assez grand nombre de clouteries mécaniques, souvent annexées, ainsi que les fenderies, à des forges; ainsi, à celle de Nyby, près Thorshalla, on utilise des chutes d'eau qui font mouvoir des martinets et des appareils pour couper les clous, en former la tête, etc.

Fabriques de machines à vapeur.

La fabrication des machines à vapeur a pris depuis une vingtaine d'années un grand développement en Suède, et même le nombre de ces établissements s'est multiplié au delà des besoins de la consommation; il y en a non-seulement dans les villes importantes, telles que Stockholm, Nyköping, etc., mais aussi dans de petites localités, telles que Elskilstuna, Motala, etc. Elles sont situées, en général, soit sur le littoral, soit à proximité des lacs ou des voies navigables. D'après les renseignements que j'ai recueillis dans beaucoup de ces fabriques, les prix de vente des machines à vapeur étaient inférieurs d'environ un tiers à ceux usités en France : cette différence est, du reste, en rapport avec celle que présentent les prix relatifs de la fonte, du fer et de l'acier dans les deux pays.

Manufactures d'armes.

Je mentionnerai encore comme industries se rattachant à la sidérurgie les fabriques d'armes. Il y a deux manufactures royales en Scandinavie : l'une se trouve à Elskilstuna, sur le côté méridional du lac Mälar en Suède; la fabrication y a lieu d'après des procédés semblables à ceux qu'on suit en France, à Châtellerault, et que le gouvernement suédois a fait étudier sur les lieux par des hommes spéciaux. Cent et quelques ouvriers sont occupés à la manufacture d'Elskilstuna; on fabrique dans la même localité beaucoup d'objets de quincaillerie. L'autre manufacture d'armes, qui appartient au gouvernement norwégien, est établie à Kongsberg; elle comprend une petite forge et emploie 140 à 150 ou-

vriers. Il y a encore dans la province de Smälande une autre manufacture d'armes, mais c'est une industrie privée.

Je terminerai ce qui concerne la sidérurgie scandinave par quelques détails statistiques. On compte en Norwége 15 hauts fourneaux et 16 forges ; en Suède il y a 371 hauts fourneaux, dont 230 à 240 en activité, et 581 forges comprenant 1.365 foyers en activité. Voici la répartition de ces établissements dans les divers gouvernements de la Suède :

Répartition des usines à fer dans les diverses parties de la Suède.

NOMS DES		NOMBRE DES		
GOUVERNEMENTS.	PROVINCES.	hauts fourneaux.	forges.	foyers en activité.
Upsal	Ouest de l'Uplande	11	12	29
Stockholm	Est de l'Uplande; N.-E. de la Sudermanie	6	8	20
Nijköping	Sudermanie	10	20	47
Westerås	E. de la Westmanie	32	61	130
Örebro	O. de la Westmanie	50	58	91
	E. de la Wermlandie	12	2	5
	Néricie	21	24	73
Carlstad	O. de la Wermlandie	45	118	260
Linköping	Ostrogothie	14	32	78
Skaraborg	Vestrogothie	3	10	24
Calmar	Smålande	13	15	34
Jonköping	Smålande	20	20	35
Kronoberg	Smålande	12	10	22
Götheborg et Bohus	O. de la Vestrogothie	»	2	2
Elfsborg	Dahlsland; S.-E. de la Vestrogothie	»	16	39
Halmstad	Halland	»	1	1
Kopparberg	Dalécarlie	78	74	178
Géfleborg	Gestricie et Herjedal	33	57	164
Vestro-Norland	Ångermanie et Medelpad	3	21	84
	Jemtland	»	3	8
Botnie et Laponie	Vestrobotnie	8	6	17
	Norbotnie	»	11	24
Totaux		371	581	1.365

Production sidérurgique de la Norwége et de la Suède.

La Norwége produit annuellement environ 70.000 quintaux métriques de fonte en gueuses, et de 16 à 20.000 quintaux métriques de fonte moulée en première fusion; la fabrication du fer en barres s'élève à 50.000 quintaux métriques. Ces produits ont une valeur de 1.500.000 francs pour le fer, et 600.000 francs pour la fonte moulée.

La production des usines à fer de la Suède s'élève actuellement, pour la fonte en gueuses, de 1.350 à 1.400.000 quintaux métriques; ce qui, à raison de 235 hauts fourneaux en activité, représente moyennement une production annuelle de 5.400 quintaux métriques pour chacun d'eux. On fait en outre près de 100.000 quintaux métriques de fonte moulée, ayant une valeur de 7 à 8 millions de francs, et de 1.100 à 1.150.000 quintaux métriques de fer en barres, dont la valeur est de 32 à 35 millions de francs, et dont les 9 dixièmes sont exportés. Cette exportation a lieu vers la Grande-Bretagne pour un tiers ou 33 centièmes, vers les États-Unis d'Amérique pour 20 centièmes; il n'y en a que 5 à 6 centièmes vers la France.

Environ 300 ouvriers sont occupés dans les usines à fer de la Norwége; les hauts fourneaux et fonderies de la Suède en emploient un peu plus de 3.000, et il y en a le double dans les forges.

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

SUR LES MATÉRIAUX EMPLOYÉS DANS LES CONSTRUCTIONS A LA MER (1).

Par M. CHATONEY, ingénieur en chef des ponts et chaussées,
et M. RIVOT, ingénieur des mines, professeur à l'École des mines.

Introduction.

Depuis un certain temps, plusieurs ingénieurs ou chimistes se sont occupés, avec plus ou moins de suite, de l'emploi des matériaux hydrauliques dans les constructions à la mer; question importante qui semblait avoir été complétement résolue par les savantes et persévérantes recherches de M. Vicat.

Dans différents ports on a constaté des exemples, malheureusement trop nombreux, de décomposition des mortiers fabriqués et employés dans des conditions très-diverses. La décomposition est tantôt presque immédiate, tantôt très-lente, quelquefois même elle ne devient manifeste qu'au bout d'un grand nombre d'années. Elle se présente sous deux aspects bien différents : un ramollissement ou une désagrégation plus ou moins lente; un gonflement ou soulèvement d'écailles qui progresse de la surface vers le centre.

Très-souvent des mortiers qui résistent longtemps à l'action de l'eau de mer sont ou deviennent poreux, laissent filtrer l'eau avec facilité, inconvénient extrêmement grave dans plusieurs constructions, par exemple pour les formes sèches : et d'ailleurs, comme nous le verrons bientôt, la porosité est elle seule une cause de

(1) Ce mémoire a été présenté à l'Académie des sciences dans les séances du 9 juin et du 18 août 1856.

destruction lente. Les cas de décomposition signalés dans ces derniers temps ont été tellement nombreux, que plusieurs ingénieurs distingués ont émis l'opinion qu'il est impossible de soustraire les mortiers à base de chaux à l'action des sels de l'eau de mer, et qu'on ne peut espérer la durée des constructions que dans les circonstances où leur surface est protégée par des incrustations marines.

Nous ne pouvons partager cette opinion qui nous paraît trop absolue. Sans aucun doute, les végétations, les dépôts de coquillages doivent influer beaucoup sur la bonne conservation des mortiers; mais ce n'est pas seulement là qu'il faut chercher les véritables causes de durée.

Par un choix convenable de matériaux, par un mode spécial pour chacun d'eux de préparation et d'emploi, on peut obtenir des mortiers assez denses, résistant parfaitement aux actions mécaniques et chimiques de l'eau de mer, comparables à ceux employés par les anciens, qui présentent après des siècles une solidité à toute épreuve.

Si quelques-uns des accidents signalés dans les constructions récentes peuvent être attribués à un défaut de surveillance dans le choix, la préparation et l'emploi des matériaux, le plus grand nombre des cas de décomposition des mortiers doit être expliqué par la connaissance encore imparfaite de la composition chimique et du mode spécial de mise en œuvre qui convient à chaque espèce de matériaux employés.

L'analyse des mortiers qui résistent depuis plusieurs années et l'observation des faits pratiques bien constatés peuvent seuls, en s'aidant mutuellement, conduire à la solution complète et suffisamment prompte de la question, en indiquant la composition chimique

qu'il faut chercher pour les matériaux, et les précautions qu'il faut adopter pour leur préparation et pour leur emploi.

Depuis longtemps déjà on a fait dans plusieurs ports des séries d'expériences pratiques, en immergeant dans l'eau de mer et dans des cuves des briquettes de mortiers, fabriqués dans les conditions ordinaires avec les matériaux qu'on se propose d'employer. Il semble résulter des longues expériences faites au Havre que le mode de décomposition et de conservation des briquettes dans les cuves n'est pas tout à fait le même que pour les mortiers à la mer. On ne doit pas s'en étonner, puisque les conditions sont essentiellement différentes, aussi bien celles qui pourraient déterminer la conservation que celles qui produisent la décomposition. Ce mode d'expériences est néanmoins très-utile, comme nous le dirons dans la suite de notre mémoire; mais il n'est pas suffisant, et il ne faut pas lui attribuer une importance plus grande que celle qu'il possède réellement.

Nous avons été conduits à diviser notre travail en deux parties, l'une théorique, l'autre d'application. Division du mémoire.

La première, comprenant : les analyses d'un grand nombre de matériaux hydrauliques et de mortiers, et la discussion des conséquences immédiates qu'on peut déduire de ces analyses, est due à M. Rivot; la seconde, rédigée par M. Chatoney, contient les observations et les expériences sur le mode de préparation et d'emploi des matériaux hydrauliques.

Tout en divisant ainsi le travail de manière à ce que chacun de nous fût chargé de la partie qui convenait le mieux à sa spécialité, nous desirons conserver la solidarité de l'ensemble dont nous avons avec soin discuté tous les détails.

Nos travaux ont été commencés il y a déjà plusieurs

années, et nous leur avons consacré tout le temps dont nous ont permis de disposer nos services. Nous les présentons comme notre contingent personnel dans une question tellement importante et difficile, qu'elle laisse place aux recherches de tout le monde.

Nous ne pensons pas qu'il soit utile de rappeler ce qui a été dit antérieurement sur le même sujet; les publications sont assez récentes pour être présentes à la pensée de toutes les personnes que cette question intéresse (1).

PREMIÈRE PARTIE.

On emploie dans les constructions à la mer des matériaux très-divers; des pierres de taille de grandes dimensions, dont les joints sont dressés avec soin; des pierres plus petites, mais encore taillées régulièrement; des briques assez fortement cuites et de bonne consistance; des cailloux et pierres irrégulières. Ils sont réunis par des ciments ou mortiers hydrauliques, c'est-à-dire possédant la propriété de durcir sous l'eau.

Le rôle des mortiers dans les constructions est d'autant plus important que les matériaux sont moins réguliers, et que par conséquent la proportion du mortier est plus considérable. Les difficultés que doit vaincre l'ingénieur sont elles-même d'autant plus grandes, puisque le mortier est exposé plus directement et sur une plus grande surface aux actions physiques et chimiques de l'eau de mer.

(1) Nous devons cependant citer le travail tout récent (1856) de M. *Delesse*, ingénieur des mines, *Matériaux de construction de l'Exposition Universelle de* 1855. Ce travail contient, au sujet des ciments, chaux hydrauliques et pouzzolanes admis à l'Exposition Universelle, des renseignements très-intéressants sous tous les rapports.

Nous n'avons pas à nous occuper dans cette première partie des pierres diverses, des briques et cailloux, mais seulement des chaux, ciments et mortiers hydrauliques, ainsi que des matières premières employées pour leur fabrication.

Nous indiquerons d'abord, en très-peu de mots, la raison chimique de la prise des mortiers immergés et les circonstances principales de leur emploi. Ces indications préliminaires sont indispensables pour faire comprendre la série des opérations analytiques. Nous terminerons la première partie par l'exposé des résultats obtenus par un grand nombre d'échantillons et par la discussion de ces résultats.

§ Ier. — Considérations préliminaires.

Les mortiers employés dans les constructions sous l'eau peuvent être divisés en deux classes principales : Division des mortiers en deux classes.

1° Ceux qui sont composés de sable mélangé avec des chaux hydrauliques, ou bien avec des ciments naturels ou artificiels; 2° ceux qu'on obtient par le mélange des pouzzolanes avec des chaux grasses ou des chaux hydrauliques, et presque toujours avec une certaine proportion de sable.

Dans les deux cas, le sable est assez souvent matière inerte au point de vue chimique; il agit mécaniquement en donnant aux mortiers une certaine résistance à l'écrasement, et en s'opposant au retrait qui tend presque toujours à se produire pendant le durcissement. Cependant on emploie quelquefois du sable contenant de l'argile ou des silicates, sur lesquels la chaux libre peut exercer une certaine influence chimique dont les effets sont parfois très-utiles.

Les actions mécaniques et chimiques du sable seront exposées et discutées dans la seconde partie de notre

mémoire; nous supposerons maintenant, pour ne pas compliquer la classification précédente, que le sable soit matière inerte, c'est-à-dire ne puisse pas exercer d'action chimique sur la chaux.

Les savantes recherches de M. Vicat, d'accord avec tous les faits observés jusqu'à présent, permettent d'expliquer la prise des mortiers et ciments par la formation de composés hydratés renfermant, comme matières principales, de la silice et de la chaux, ou de la silice, de l'alumine et de la chaux.

Dans la première des deux classes que nous avons distinguées, les combinaisons de la chaux, de la silice et de l'alumine sont faites pendant la cuisson des calcaires plus ou moins argileux ou siliceux. En présence de l'eau, pendant la préparation et après l'immersion, les composés formés par voie sèche, complétés ou même seulement modifiés, s'hydratent, et la prise durable résulte de la formation de combinaisons hydratées bien définies, insolubles et stables.

Les réactions qui accompagnent et suivent l'hydratation sont souvent assez complexes; mais dans les cas les plus simples, la prise consiste seulement dans l'hydratation des composés formés pendant la cuisson des calcaires.

Au contraire, dans les mortiers faits avec des mélanges de pouzzolanes et de chaux grasse, l'action sur la pouzzolane ne peut avoir lieu que par voie humide; les combinaisons de la chaux avec la silice ou avec l'alumine doivent avoir lieu en même temps que l'hydratation.

Les réactions sont nécessairement plus complexes quand on emploie des chaux hydrauliques qui contiennent des combinaisons de chaux, silice et alumine, formées par voie sèche, et qui doivent s'hydrater en

présence de l'eau. La prise durable des mortiers doit alors résulter du parallélisme entre ces deux genres d'actions chimiques, dont les unes ont lieu seulement par voie humide, tandis que les autres, commencées par la cuisson des calcaires, ne sont terminées qu'en présence de l'eau.

Nous devons dire de suite que les mortiers composés de pouzzolane et de chaux hydrauliques sont ceux qui présentent à l'emploi les plus grandes difficultés, et ceux pour lesquels on a constaté la plus forte proportion des cas de non-réussite.

Quand le sable employé dans la construction des mortiers contient de l'argile ou des silicates attaquables par la chaux, les actions précédemment exposées sont encore compliquées par celle de la chaux en excès sur la silice et l'alumine de l'argile ou des silicates; la stabilité définitive peut être compromise, ou au contraire rendue plus grande suivant les circonstances, et très-souvent le résultat est plus difficile à prévoir.

Nous reviendrons bientôt sur ces différentes réactions après avoir exposé les méthodes analytiques que nous avons adoptées.

§ II. — De l'analyse des matériaux hydrauliques.

Nous avons à considérer les méthodes d'analyse qui doivent être employées : A. pour les calcaires argileux et siliceux; B. pour les produits de la cuisson, chaux hydrauliques, ciments naturels ou artificiels; C. pour les ciments et mortiers immergés depuis un temps plus ou moins long; D. pour les pouzzolanes.

Pour toutes ces matières, l'ordre des opérations analytiques est à peu près le même, mais l'importance de certains dosages n'est pas la même dans tous les cas. En outre, les résultats obtenus doivent être présentés,

dans le tableau de l'analyse, sous une forme spéciale pour chaque nature de matière, afin que la discussion soit rendue plus facile par la mise en évidence des corps qui peuvent agir utilement et de ceux qui doivent rester inertes. Il est par suite nécessaire d'exposer successivement la marche de l'analyse pour les calcaires, les chaux et ciments, les mortiers et les pouzzolanes, en insistant particulièrement sur les opérations qui doivent donner les résultats les plus importants.

A. *Analyse des calcaires argileux ou siliceux.* — Les calcaires ne sont employés qu'après une cuisson plus ou moins prolongée, et rarement après deux cuissons.

Il faut donc diriger l'analyse de manière à reconnaître les proportions des corps qui pourront agir les uns sur les autres pendant la cuisson unique ou double, et la nature des composés qui pourront se former.

Il semblerait plus rationnel de faire l'analyse sur les produits de la calcination des calcaires; mais d'abord il n'y a pas de relation entre les actions chimiques que peut déterminer la calcination dans un creuset d'une petite quantité de mortier, et celles qui ont lieu pendant la cuisson pratique. Ensuite il nous paraît indispensable d'examiner les calcaires eux-mêmes, afin de déduire de l'ensemble des résultats obtenus les précautions qu'il faut adopter dans la cuisson pour développer le plus possible la faculté hydraulique.

Les composés qui déterminent la prise sous l'eau par leur hydratation contiennent de la chaux et de la silice, ou de la chaux, de la silice et de l'alumine, dont la combinaison doit se faire par la cuisson; il est indispensable que le sable et l'argile soient un mélange intime avec le calcaire et que le mélange soit homogène. Il est évident, en effet, que si le mélange n'est pas intime et homogène, la cuisson ne pourra faire agir que

partiellement la chaux sur la silice et sur l'alumine : les composés contenus dans le produit de la cuisson n'auront pas la même composition dans les différentes parties, et par suite ne se prêteront pas également aux actions que doit déterminer l'eau.

Dans le cas où le calcaire renferme du sable en grains de grosseur appréciable, la cuisson ne pourra faire agir la chaux que sur la partie extérieure des grains, et par conséquent sur une proportion d'autant plus faible que les grains seront plus gros.

Il est par conséquent nécessaire de faire précéder l'analyse proprement dite d'un certain nombre d'opérations préliminaires, dont le but est de constater : l'état physique du calcaire; l'homogénéité des bancs exploités; l'intimité du mélange de calcaire, sable fin et argile; et enfin la proportion du gros sable quartzeux.

Opérations préliminaires.

On ne peut se convaincre de l'intimité du mélange que par l'examen extérieur, soit à la vue simple, soit à l'aide d'une forte loupe. Quant à l'homogénéité, il faut se procurer un grand nombre d'échantillons provenant de différents points de la même couche, déterminer pour chacun d'eux le poids et la nature de la partie insoluble dans l'acide azotique étendu.

Dans le cas où le mélange du calcaire avec le sable et l'argile est évidemment peu homogène ou peu intime, on ne doit pas espérer que la cuisson puisse donner des produits constants et de bonne qualité : on n'a par conséquent aucun intérêt à continuer l'analyse. Il faut excepter cependant le cas où d'après les circonstances locales il serait possible de soumettre le calcaire à une double cuisson.

Après une première calcination la matière serait rendue homogène par un broyage; une seconde cuisson compléterait les actions chimiques qui doivent avoir

lieu par voie sèche, et le produit définitif obtenu pourrait être d'un bon emploi.

Ces premières opérations préliminaires conduisent pour un certain nombre de bancs calcaires à une conclusion importante, en démontrant la nécessité d'une seconde cuisson. Quand, au point de vue économique, cette opération est possible, l'examen analytique fait connaître si d'après les proportions relatives du sable, de l'argile et du calcaire, le produit des deux cuissons successives, séparées par un broyage, pourra donner des résultats hydrauliques en rapport avec les dépenses.

Sable en gros grains.

Pour les calcaires renfermant du sable quartzeux, la grosseur des grains peut influer notablement sur la durée qu'il convient de donner à la cuisson, ou même sur la nécessité de faire deux cuissons. Il est donc très-important de déterminer avec une assez grande approximation la proportion et la grosseur des grains.

A cet effet on pulvérise grossièrement une forte quantité du calcaire, on passe au tamis de crin, et on mélange aussi bien que possible. On procède ensuite, sur un poids déterminé, au lavage à l'augette, ou à un lavage par décantations dans une grande capsule de porcelaine. On sépare ainsi toutes les parties fines du calcaire et du sable, et la presque totalité de l'argile. On obtient en tête de l'augette, ou dans le fond de la capsule, les gros grains de sable et de calcaire. On les traite par un acide très-étendu, qui dissout la partie calcaire et laisse le sable quartzeux, mélangé d'une petite proportion de sable fin ou d'argile retenus par les grains calcaires. On les enlève facilement par un nouveau lavage par décantation ; il ne reste plus alors que le gros sable quartzeux, dont on prend le poids après dessiccation. Il est en même temps facile de se rendre compte de la grosseur des grains, et par suite de la dif-

ficulté plus ou moins grande qu'on éprouvera à faire entrer le sable entier en combinaison avec la chaux, par une seule ou même par deux cuissons.

Ces opérations préliminaires suffisent dans un grand nombre de cas pour indiquer ce qu'on peut espérer d'un calcaire proposé; elles font connaître : la proportion du sable fin et de l'argile; celle du gros sable; l'homogénéité des bancs; l'intimité du mélange. Il est cependant utile de déterminer plus exactement la valeur hydraulique du calcaire, en procédant à l'analyse complète.

Analyse proprement dite.

La première recommandation que nous avons à faire est relative au choix de l'échantillon : il doit représenter aussi exactement que possible la moyenne du banc dont on doit employer les produits après cuisson; la prise d'essai est souvent fort difficile.

Les bancs calcaires ne sont généralement pas très-homogènes et on serait souvent induit en erreur grave si on se bornait à faire l'analyse sur un échantillon pris au hasard. Nous citerons comme exemple les calcaires du Theil, qui peuvent être considérés comme présentant une assez rare homogénéité; plusieurs des bancs offrent d'une extrémité à l'autre d'une même carrière des différences de 4 à 5 p. 100 dans la proportion du sable fin et de l'argile, rapportée au poids total de l'échantillon, ce qui répond à des variations de 25 à 35 p. 100 dans le poids de l'argile et sable fin. Une différence aussi grande doit avoir une notable influence sur la qualité des produits.

Les calcaires à chaux et ciments hydrauliques peuvent contenir : du sable quartzeux en grains fins et gros, de l'argile, de l'oxyde de fer, de la chaux, de la magnésie, de l'acide carbonique, des matières bitumineuses, de l'eau, des pyrites de fer, et même une certaine proportion de sulfate et de phosphate de chaux.

Matières volatiles.

Par une forte calcination, sous la mouffle d'un four-

neau de coupelle, on détermine ensemble l'eau, l'acide carbonique et les matières bitumineuses. Il est convenable de doser l'acide carbonique dans une opération spéciale : son dosage, comparé à ceux de la chaux et de la magnésie, indique si ces deux bases sont en entier à l'état de carbonates, et par suite met en garde contre la présence d'une proportion notable de sulfate et de phosphate de chaux. On conclut par différence l'eau et les matières bitumineuses, qu'on n'a aucun intérêt à évaluer séparément.

La présence des matières organiques en forte proportion empêche presque toujours de faire les dosages des bases sur le calcaire lui-même, et force à procéder à l'analyse sur le produit de la calcination sous la mouffle. Les résultats ne se rapportent plus alors au calcaire proposé, mais seulement au produit spécial obtenu au laboratoire; la calcination a fait agir la chaux sur l'argile et sur le sable fin; les pyrites ont donné de l'acide sulfurique et par suite du sulfate de chaux. L'inconvénient ne serait pas grand si on pouvait diriger le grillage sous la mouffle de manière à produire à peu près les mêmes réactions que la cuisson pratique. Mais il y a toujours une différence notable dans la composition chimique des produits de ces deux opérations analogues mais non semblables. Par conséquent les résultats obtenus ne se rapportent pas non plus à la chaux ou au ciment hydraulique que peut donner la cuisson,

Pyrites. Les calcaires bitumineux contiennent fréquemment de la pyrite de fer en mélange intime, et donnent des chaux ou ciments qui renferment une proportion assez forte de sulfate de chaux. Ce composé est certainement nuisible dans les mortiers, d'abord parce qu'il est soluble dans l'eau, ensuite et principalement parce que sa solidification n'a pas lieu en même temps que l'hy-

dratation des composés de la chaux avec la silice et l'alumine. Il doit en résulter des actions moléculaires qui peuvent être nuisibles quand la proportion du sulfate de chaux est assez grande.

On n'a pas encore déterminé les limites que ne doit pas dépasser la proportion de ce composé dans les matériaux hydrauliques, et par conséquent on ne peut pas affirmer qu'un calcaire renfermant des pyrites ne pourra pas donner des produits susceptibles d'être employés avec avantage : cependant on doit toujours considérer leur présence comme défavorable, et chercher à se rendre compte de la proportion de sulfate de chaux qu'elles peuvent donner.

Les calcaires non bitumineux ne contiennent pas de pyrites régulièrement disséminées, mais bien des nids de cette substance. Il est par suite assez facile de les séparer dans le cassage de la pierre, et il n'y a pas lieu de les considérer dans l'analyse.

Il y a donc une grande différence entre la marche à suivre pour les calcaires renfermant des matières organiques et ceux qui n'en contiennent pas. Nous les considérerons séparément.

Calcaires ne contenant pas de matières organiques.

Nous rangerons dans cette catégorie tous les calcaires qui renferment une proportion assez faible de matières organiques pour que leur présence n'ait pas d'influence notable sur les dosages, et pour qu'on puisse s'assurer par l'examen à la loupe de l'absence des pyrites de fer disséminées.

On commence par s'assurer que le calcaire proposé ne renferme pas de sulfate de chaux, en faisant digérer longtemps dans l'eau un certain poids de l'échantillon bien porphyrisé. Dans le cas de la présence du sulfate de chaux, on doserait assez facilement, dans la liqueur divisée en deux parties, l'acide sulfurique et la chaux.

On continuerait ensuite l'analyse sur la partie insoluble dans l'eau.

Bien des méthodes ont été proposées pour cette analyse, et presque toutes peuvent donner de bons résultats : nous conseillerons d'adopter l'une d'entre elles et d'employer toujours la même pour tous les calcaires proposés. L'habitude de l'appliquer rendra les opérations plus rapides et les causes d'erreur moins nombreuses ; ensuite et surtout les résultats obtenus pour les divers échantillons seront plus nettement comparables.

Analyse. Nous avons adopté la série suivante d'opérations :

Le calcaire est attaqué par l'acide azotique, la liqueur est évaporée à siccité, et le résidu traité par l'acide azotique étendu.

La dissolution contient : la chaux, la magnésie, l'oxyde de fer et même de l'alumine dans le cas des calcaires argileux : ces bases sont séparées et dosées par les méthodes ordinaires, que nous ne pensons pas avoir besoin de rappeler.

La partie insoluble doit être analysée avec soin ; elle renferme : sable quartzeux, argile inattaquée par l'acide, et la silice provenant de la partie attaquée de l'argile. La silice est enlevée par une digestion de vingt-quatre heures dans une dissolution faible de potasse, et sa proportion est déterminée.

Cette évaluation donne un renseignement utile sur l'état chimique de l'argile, et peut servir jusqu'à un certain point à faire présumer la facilité, plus ou moins grande, avec laquelle la chaux agira sur l'argile pendant la cuisson. En portant ce nombre au tableau de l'analyse il ne faut pas perdre de vue qu'il représente une simple indication, et qu'il ne peut conduire à aucun résultat précis.

Le second résidu, sable et argile inattaqués, est

traité par fusion avec du carbonate de soude. On sépare et on dose la silice et l'alumine.

D'après le poids de l'alumine, trouvé dans les deux parties de l'analyse, on calcule la proportion d'argile, en admettant qu'elle renferme 2 parties de silice pour 1 partie d'alumine. Par différence on conclut la proportion de sable. D'un autre côté les opérations préliminaires ont fait connaître la quantité de gros sable quartzeux ; on déduit par suite celle du sable fin.

Pour faire l'interprétation des résultats, on peut admettre qu'une cuisson longtemps prolongée pourra faire agir complétement la chaux et la magnésie sur le sable fin et sur l'argile, pourvu que le mélange de ces matières avec les carbonates soit suffisamment intime. Mais il est certain que le gros sable ne sera que partiellement attaqué, et qu'il le sera d'autant moins que les grains seront plus gros. Il est donc nécessaire de ne considérer comme pouvant être rendus actifs par une seule cuisson que le sable fin et l'argile. Le gros sable produira certainement une certaine quantité de silicates, et par suite sa présence ne peut être négligée, mais il est impossible de prévoir dans quelle proportion il pourra devenir actif.

On a proposé de classer les calcaires, sous le rapport de l'hydraulicité des produits obtenus par la cuisson, d'après la proportion de sable fin et d'argile contenus. La classification est certainement défectueuse, car l'homogénéité du mélange de sable, argile, carbonate de chaux, son intimité, la grosseur des grains de quartz, doivent influer sur la qualité des chaux au moins autant que les proportions prises en valeur absolue. En outre, le sable fin ne donne pas les mêmes combinaisons que l'argile; la pratique a démontré que le silicate de chaux tout seul peut donner de bons résultats, des mor-

tiers résistant aussi bien à l'eau de mer que ceux renfermant des combinaisons de silice, d'alumine et de chaux. Mais il n'est pas encore possible, dans l'état actuel de la question, d'énoncer quelle proportion de sable fin répond à l'argile pour donner des produits d'une qualité déterminée.

D'ailleurs, les précautions adoptées dans la mise en œuvre exercent aussi une grande influence sur les résultats définitifs.

Pour toutes ces raisons nous pensons qu'il n'est pas possible de dire, *à priori*, d'après l'analyse d'un calcaire, si le produit de la cuisson sera de la chaux hydraulique ou du ciment. L'emploi en grand peut seul indiquer la nature hydraulique du produit de la cuisson dans des conditions déterminées.

On peut seulement présumer qu'un calcaire contenant un mélange intime et homogène de 12 à 18 p. 100 de sable fin et d'argile donnera de bonne chaux hydraulique, et qu'un calcaire renfermant de 18 à 25 p. 100 d'argile pourra produire du ciment.

Nous avons supposé dans l'analyse précédemment exposée que le calcaire ne contenait pas de phosphate de chaux en notable proportion. C'est en effet le cas le plus ordinaire; mais il est bon de s'assurer de l'absence de ce corps qui modifierait beaucoup la marche de l'analyse : on attaque un poids déterminé du calcaire par l'acide azotique étendu, et dans la liqueur claire on verse du molybdate d'ammoniaque : ce réactif indique la présence de l'acide phosphorique par une coloration jaune ou un précipité grenu, jaune, se rassemblant lentement. Une simple coloration indique seulement des traces d'acide phosphorique; un précipité sensible, annonçant une proportion dosable d'acide, ferait connaître la nécessité de modifier la marche de l'analyse.

Nous ne nous arrêterons pas à décrire les opérations qu'il faudrait faire pour se débarrasser de l'acide phosphorique avant de procéder aux dosages des bases, d'abord parce que les opérations sont bien connues, ensuite parce que la présence du phosphate de chaux est un cas très-rare, pour ainsi dire exceptionnel.

Calcaires renfermant des matières organiques.

Les calcaires imprégnés de matières organiques contiennent assez fréquemment des pyrites disséminées, qu'il est presque toujours impossible de discerner à la loupe. Leur effet le plus nuisible est de produire du sulfate de chaux pendant la cuisson; aussi doit-on chercher à déterminer le sulfate de chaux existant après un grillage sous la mouffle, au lieu d'évaluer celui qui est tout formé dans le calcaire lui-même : il est certain que le grillage sous la mouffle produira plus de sulfate de chaux que la cuisson pratique, et par suite on aura une limite supérieure de la proportion de sel qui pourra se trouver dans la chaux ou dans le ciment.

Le grillage sous la mouffle doit être conduit très-lentement, à une température un peu supérieure au rouge sombre; il doit être terminé un peu au-dessous de cette température, afin que l'acide carbonique du foyer, pénétrant dans la mouffle, puisse saturer la plus grande partie de la chaux amenée à l'état caustique dans la première période de l'opération.

Après refroidissement, on traite la matière par une très-grande proportion d'eau, et on laisse digérer assez longtemps pour que le sulfate de chaux puisse se dissoudre; dans la liqueur on dose seulement l'acide sulfurique, dont le poids permet de calculer le sulfate de chaux.

On pourrait arriver plus rapidement à ce résultat en traitant la matière grillée par une ébullition avec le carbonate de soude; mais le dosage de l'acide sulfu-

rique en présence d'un grand excès d'alcali offre des difficultés; nous préférons encore le traitement par l'eau, malgré la longueur nécessaire de la digestion.

Nous pensons qu'on ne doit pas employer dans les constructions à la mer des chaux ou ciments qui renferment 5 à 6 p. 100 ou davantage de sulfate de chaux. Nous énonçons cette opinion avec réserve, parce que les expériences faites sur l'influence du sulfate de chaux dans les mortiers ne sont pas suffisantes pour fixer une limite exacte.

Analyse. L'analyse ne pouvant pas être faite sur le calcaire lui-même, il faut procéder aux dosages sur la matière grillée. On traite par l'eau pour dissoudre le sulfate de chaux, et en même temps la chaux qui existe à l'état caustique; on dose la chaux par la méthode ordinaire.

La partie insoluble est traitée par l'acide azotique, et les opérations sont conduites comme pour les calcaires non bitumineux. Il faut remarquer qu'on n'a plus aucun intérêt à faire le dosage de la silice amenée à l'état gélatineux par l'action de l'acide azotique, parce que le grillage a fait agir partiellement la chaux sur le quartz et sur l'argile : cette proportion de silice n'a plus aucune relation certaine avec celle que donnerait l'argile elle-même, ni avec celle qu'on trouverait dans la chaux obtenue par la cuisson.

B. *Analyse des chaux hydrauliques et des ciments.* — On doit attacher une grande importance à l'analyse des chaux ou ciments obtenus par la cuisson des calcaires argileux ou siliceux, parce qu'elle peut faire connaître assez exactement l'état chimique de la matière telle qu'elle doit être employée.

Nous aurions à répéter ici tout ce que nous avons dit précédemment au sujet des précautions nécessaires dans le choix de l'échantillon. Les chaux et les ciments

ne sont pas plus homogènes que les calcaires, et les résultats obtenus ne peuvent être utiles que s'ils s'appliquent à la matière même qui doit être mise en œuvre.

L'échantillon moyen étant choisi, il faut le conserver jusqu'au moment de l'analyse, de manière à ce qu'il ne puisse absorber ni l'eau ni l'acide carbonique de l'air, condition difficile à remplir en raison de l'affinité pour l'eau et l'acide carbonique de la chaux libre que contiennent les substances proposées. Les échantillons de chaux hydrauliques en morceaux peuvent être conservés pendant plusieurs mois dans de la chaux en poudre, le tout étant contenu dans des boîtes bien fermées. Les ciments pulvérisés se gardent très-bien dans des flacons bouchés à l'émeri.

L'analyse comprend les opérations suivantes :

1° Par une forte calcination on détermine la somme de l'eau et de l'acide carbonique : on dose ce dernier dans une opération spéciale, ce qui permet de conclure l'eau par différence.

2° En faisant digérer longtemps, à une température modérée, un poids déterminé de la substance dans une grande quantité d'eau, on dissout la chaux libre et le sulfate de chaux ; on divise la liqueur en deux parties ; dans l'une on dose la chaux, et dans l'autre l'acide sulfurique ; ce qui permet de calculer la proportion de la chaux libre soluble dans l'eau et celle du sulfate de chaux. On n'est jamais certain de dissoudre la totalité de la chaux qui existe à l'état caustique, parce qu'elle est retenue par une force considérable d'adhérence, par l'argile et les combinaisons silicatées, et d'un autre côté il est presque certain que l'eau en très-grande masse peut enlever une certaine quantité de chaux combinée avec l'alumine, peut-être même de celle combinée avec la silice. D'après cela, le nombre donné par l'analyse

pour la chaux libre soluble dans l'eau ne peut être considéré comme représentant certainement la chaux caustique, mais bien seulement comme une approximation.

3° Assez ordinairement l'acide sulfurique est en proportion tellement faible qu'on n'a pas besoin d'en tenir compte dans les dosages des bases et de la silice; on peut donc faire l'analyse sur la matière elle-même; dans le cas contraire, il faudrait opérer sur la partie insoluble dans l'eau.

On traite par l'acide azotique, on évapore à sec, et l'on reprend par le même acide; dans la liqueur on dose les bases, chaux, magnésie, alumine, oxyde de fer; dans la partie insoluble on détermine la silice devenue gélatineuse par l'action de l'acide, en faisant digérer dans une dissolution étendue de potasse.

Le second résidu est composé de sable et d'argile, qu'on peut considérer comme devant rester inertes dans la prise sous l'eau; il est par conséquent inutile de l'analyser; on peut se contenter d'estimer par un examen à la loupe la proportion de sable et celle de l'argile. Il est inutile de dire que dans les chaux et ciments de bonne qualité la proportion de ce résidu doit être extrêmement faible. Dans ce cas, les nombres obtenus pour la silice et pour l'alumine peuvent être considérés comme se rapportant assez exactement aux combinaisons de la silice avec la chaux, ou de la silice, de l'alumine et de la chaux. Dans le cas contraire, quand la proportion de sable et argile est un peu forte, on est dans une incertitude plus ou moins grande au sujet de l'alumine et de la silice, solubles dans l'acide azotique et dans la dissolution alcaline. Ces nombres comprennent en même temps la silice et l'alumine combinées avec la chaux, et celles qui

proviennent de l'argile partiellement attaquée par l'acide azotique et par la dissolution de potasse, et il est impossible d'évaluer dans quelle proportion.

Un résidu trop fort de sable fin et d'argile, par exemple 10 à 12 p. 100 de la substance préparée, indique que le calcaire n'était pas homogène, ou que la cuisson a été mal conduite, ou bien que le calcaire était trop chargé d'argile et sable; dans ce dernier cas, l'expérience pratique démontre que le ciment n'est pas d'un bon emploi.

On distingue aisément les différents cas par l'analyse, à la proportion de chaux caustique et de carbonate de chaux, très-forte dans le premier cas, et au contraire très-faible dans le second.

La remarque précédente a son importance, car elle conduit à la conclusion que pour les matériaux de bonne qualité l'analyse fait connaître avec une approximation bien suffisante la silice et l'alumine qui entrent dans les combinaisons actives.

La chaux qui existe en combinaison avec la silice et avec l'alumine est calculée en retranchaut du poids total de la chaux celle qui est soluble dans l'eau, et celle qui est combinée avec l'acide carbonique.

La magnésie est presque toujours en faible proportion, et peut être considérée comme combinée avec la silice ou l'alumine. L'oxyde de fer, presque toujours en quantité notable, est probablement inerte dans les chaux hydrauliques, mais il peut être combiné avec la silice, l'alumine et la chaux, dans les parties vitrifiées des ciments; il doit par suite donner lieu, pour chaque échantillon, à une discussion approfondie; nous en donnerons plus loin un exemple, en citant les analyses des ciments de Portland.

Dans le tableau de l'analyse on doit mettre en évi-

dence, en notant les précautions prises pour le choix et la conservation de l'échantillon :

L'eau probablement absorbée après la cuisson ;

L'acide carbonique, qui peut provenir d'une cuisson imparfaite, ou de l'action ultérieure de l'air ;

La chaux à l'état de sulfate ;

La chaux combinée avec l'acide carbonique ;

La chaux libre soluble dans l'eau ;

La chaux et la magnésie qui doivent être combinées avec la silice seule, ou bien avec la silice et l'alumine ;

L'alumine et la silice combinées avec la chaux et la magnésie ;

L'oxyde de fer, pour lequel on doit noter si, d'après l'aspect de l'échantillon, il doit être considéré comme matière inerte, ou comme combiné avec la silice et les bases ;

L'argile et sable inertes, dont la forte proportion implique la mauvaise qualité de la matière proposée.

On réunit dans un tableau spécial la silice, l'alumine, la chaux, la magnésie, qui peuvent être considérées comme actives dans la prise, et l'on calcule les proportions d'oxygène contenu dans tous ces corps ; leurs rapports offrent, comme nous le verrons bientôt, un intérêt très-grand.

On peut classer l'échantillon proposé parmi les chaux hydrauliques ou les ciments, suivant que la proportion de chaux libre est forte ou faible ; mais cette classification ne saurait être bien précise, parce que le mode d'emploi exerce une grande influence sur la rapidité de la prise sous l'eau, et que dans certaines circonstances les chaux hydrauliques peuvent se comporter à peu près comme les ciments.

Nous reviendrons plus en détail sur ce sujet dans la seconde partie de notre travail.

C. *Analyse des ciments et des mortiers immergés depuis un certain temps.* — L'analyse des mortiers et ciments employés dans les constructions à la mer ne peut donner des résultats utiles que si l'on peut réunir des documents bien complets, et si d'ailleurs le choix des échantillons est fait avec le soin convenable. Il faut bien connaître la composition des matières premières employées, les conditions dans lesquelles la construction a été faite, l'état de conservation plus ou moins parfaite, les circonstances extérieures qui ont pu les favoriser, telle que le recouvrement par des coquilles marines, par des herbes ou même seulement par de la vase. Il faudrait pouvoir obtenir des séries d'échantillons correspondants aux divers états des matières, et pris à différentes distances de la surface. Cette dernière condition ne peut que bien rarement être satisfaite, puisqu'il faudrait démolir la construction, au moins en partie. Considérations générales.

Assez fréquemment il n'est possible de se procurer que des fragments provenant des parois, et dans ce cas les enseignements donnés par l'analyse peuvent être très-utiles, mais ils ne suffisent pas pour l'étude complète des actions chimiques qui déterminent la prise, et de celles qui ont pour résultat la décomposition plus ou moins rapide.

Des échantillons proposés il faut séparer mécaniquement, autant que possible, toutes les matières inertes, les fragments de pierres, les blocailles, le gros sable, afin d'arriver plus sûrement à déterminer la composition chimique des hydrosilicates, seuls utiles pour la résistance aux actions de la mer. Il reste toujours une certaine proportion de sable fin, souvent considérable, et qu'il est impossible d'éliminer mécaniquement : ce sable renferme quelquefois du carbonate de chaux, qui empêche par sa présence de reconnaître l'influence de

l'eau de mer pour saturer la chaux caustique et lui enlever sa solubilité dans l'eau. Cette influence peut s'exercer pendant la préparation des matériaux, et après l'immersion; dans les deux cas, et principalement dans le second, le carbonate de chaux, se formant en plus forte proportion vers la surface, doit agir jusqu'à un certain point comme préservateur.

Caractères extérieurs.

La densité ou la porosité doivent être constatées attentivement; ces qualités ou défauts dépendent de la composition chimique de la chaux hydraulique ou du ciment employé; de la proportion de sable qui s'oppose au retrait au moment de la prise; du mode de préparation du mortier; des actions chimiques exercées par l'eau de mer et les sels contenus.

Sans entrer à fond dans la discussion de ces diverses causes, nous devons dès maintenant en dire quelques mots, qui puissent faire comprendre l'importance que nous attachons à l'examen extérieur des mortiers, examen qui doit toujours précéder l'analyse.

L'expérience démontre que les hydrosilicates, dont la formation détermine la prise, se contractent pendant leur solidification dans des limites très-variables avec leur composition chimique. L'hydrosilicate de chaux paraît avoir une force de contraction moindre que celle de l'hydrosilicate contenant de l'alumine. L'effet produit dans les deux cas en l'absence de sable et de matières inertes est analogue à celui qu'on peut obtenir en serrant avec plus ou moins de force une éponge imprégnée d'eau et de matières solides en suspension. Cet effet s'observe très-bien dans les cuves d'expériences, dans lesquelles on immerge les mortiers façonnés en briquettes le volume diminue au moment de la prise, et une partie de la chaux est expulsée en formant un nuage laiteux autour des briquettes.

La construction est forte pour le ciment de Portland qui renferme silice, alumine et chaux ; elle est très-faible pour la chaux du Theil, qui ne contient pas une proportion sensible d'alumine. Au point de pratique, elle peut être très-nuisible ou très-utile dans bien des cas. Elle est nuisible, en ce que le mortier présente des vides assez grands et n'occupe pas entièrement l'espace compris entre les matériaux qu'il doit relier, ou plutôt elle exige des précautions très-minutieuses dans l'emploi, et par suite des ouvriers habiles et une surveillance active. Elle est utile, en ce que les mortiers très-denses ne se laissent pas traverser par l'eau de mer, avantage inappréciable pour un grand nombre de constructions dans les ports.

Au point de vue chimique, la grande contraction présente aussi ses avantages et ses inconvénients : les mortiers n'étant pas perméables, l'action décomposante de l'eau et des sels contenus est nulle ou au moins presque nulle dans l'intérieur des constructions.

D'un autre côté, si le mortier n'est pas homogène, s'il renferme des hydrosilicates différents dont la solidification ne se fasse pas au même instant, la prise de ceux qui sont les plus lents pourra détruire la solidité acquise par les plus rapides. On ne peut éviter cette cause de désagrégation que par de grandes précautions dans l'emploi.

Le sable est presque toujours mélangé en très-forte proportion avec les chaux hydrauliques et les ciments ; en laissant de côté l'action chimique de l'argile qu'il peut contenir, et qui se comporte comme pouzzolane sur la chaux libre, on doit le considérer comme utile à deux points de vue : il constitue ce qu'on peut appeler l'ossature des mortiers, et leur donne de la rigidité ; il s'oppose presque entièrement au retrait propre aux

hydrosilicates, et par suite rend plus commode l'emploi des mortiers.

Le sable a pour inconvénient grave de donner de la porosité, et de remplacer par une multitude de vides très-petits les cavités de dimensions notables que déterminerait la contraction des hydrosilicates au moment de la prise. Cette porosité, souvent augmentée d'ailleurs par l'absence de précautions convenables dans la mise en œuvre, rend les mortiers perméables et permet à l'eau et aux sels contenus d'agir avec une rapidité trop grande sur toute l'épaisseur des constructions.

L'emploi du sable en forte proportion est donc très-difficile, et nous ne pensons pas que jusqu'à présent on ait attaché une importance assez grande à l'étude des effets, mécaniques d'abord, chimiques par la suite, auxquels il peut donner lieu.

Le mode de préparation des matériaux qui entrent dans la composition des mortiers et celle des mortiers eux-mêmes, exerce une grande influence sur la composition chimique et sur l'état physique; nous les mettons en évidence dans la discussion des résultats obtenus dans les analyses d'un certain nombre d'échantillons, et principalement dans la seconde partie de notre mémoire. Nous citerons seulement un exemple : le ciment de Portland, gâché à la manière ordinaire, sans addition de sable, donne un mortier plus ou moins poreux après la prise; la même matière délayée en bouillie claire, immergée dans une eau tranquille, prend au bout d'un certain temps en une masse compacte, extrêmement dure, comparable aux pierres les plus résistantes.

Enfin, les actions chimiques de l'eau de mer sont extrêmement complexes, et l'analyse est souvent impuissante à les constater si on opère sur un échantillon isolé; il est donc très-important de chercher à se rendre

compte par l'examen extérieur, fait sur place, de la désagrégation, de l'augmentation de volume, de la porosité qui peut être attribuée à une dissolution de matières, et de comparer l'aspect des parties décomposées à celui des parties encore saines de la construction. On doit ensuite choisir pour l'analyse les échantillons qui représentent des actions différentes de l'eau de mer; l'aspect que présente chacun d'eux indique presque toujours la cause de l'altération, et par suite facilite beaucoup les recherches chimiques.

Les gaz que l'eau de mer renferme en dissolution sont très-variables avec les circonstances locales; dans plusieurs ports, notamment à Marseille, l'acide carbonique et l'hydrogène sulfuré existent en proportion bien plus grande que dans les eaux de la Manche et de l'Océan. Ces gaz doivent agir sur la chaux libre contenue dans les mortiers; l'acide carbonique produit du carbonate de chaux, mais il n'est pas possible de prévoir quelle peut être l'action de l'hydrogène sulfuré : il peut donner de l'oxy-sulfure de calcium insoluble dans l'eau, ou du sulfate de chaux soluble et cristallisable.

Les opérations chimiques nécessaires pour constater la proportion et la nature des gaz contenus dans l'eau de mer et leur action sur les mortiers doivent être faites sur place, et non pas sur des échantillons transportés, exposés à l'air pendant un temps plus ou moins long.

Les recherches dans cette voie n'ont pas encore été entreprises, et nous devons nous borner à signaler ici leur importance.

La marche de l'analyse est à peu près la même que celle des chaux hydrauliques, mais rendue un peu plus compliquée par la détermination des sels alcalins dont les mortiers sont toujours imprégnés. On les dose, en Analyse.

même temps que la chaux libre et le sulfate de chaux, dans la dissolution obtenue en traitant le mortier par une très-grande quantité d'eau. Il faut, en outre, tenir compte de l'eau hygrométrique, non pas qu'elle présente par elle-même aucune importance, mais seulement parce qu'il est nécessaire de la retrancher de l'eau totale pour avoir l'eau combinée.

Dans le tableau de l'analyse, on met en évidence :

L'eau hygrométrique et l'eau de combinaison;

Les acides carbonique et sulfurique;

La chaux soluble dans l'eau et les sels alcalins;

L'oxyde de fer, l'alumine, la chaux et la magnésie;

La silice, qui peut être rendue gélatineuse par l'acide azotique et ensuite être dissoute dans la potasse;

Le sable et l'argile inattaquables par voie humide.

Dans une seconde partie du tableau, on porte le résultat du calcul de la chaux combinée avec les acides carbonique et sulfurique, et par suite on peut indiquer avec une assez grande approximation la proportion de chaux combinée avec la silice et avec l'alumine. On inscrit à côté la silice, l'alumine, la chaux, la magnésie et l'eau, que d'après les résultats de l'analyse on peut considérer comme existant à l'état de combinaison.

Enfin, on doit porter dans une dernière partie du tableau les quantités d'oxygène contenues dans la silice, l'alumine, la chaux, la magnésie et l'eau combinées.

A la suite de l'analyse, il convient de faire la discussion des résultats, et de chercher à en tirer la composition chimique approchée des hydrates stables; il faut également comparer cette composition à celle des matériaux employés, et en conclure les réactions principales qui ont dû avoir lieu pendant la préparation et depuis l'immersion du mortier.

Nous donnerons plus loin des exemples de la discussion des résultats pour un certain nombre de mortiers; mais nous devons exposer de suite les causes d'erreur ou d'inexactitude que présentent les différents dosages. Discussion du procédé analytique.

Dosage de l'eau. — L'eau peut se trouver dans le mortier sous bien des états; à l'état hygrométrique, à l'état de combinaison avec la chaux caustique, avec le sulfate de chaux, avec les silicates actifs pour la prise, avec l'argile inerte quand le mortier en renferme. L'eau hygrométrique est dosée ordinairement par une dessiccation prolongée, à la température de 100° à 110°.

On peut craindre que les hydro-silicates ne perdent une partie de leur eau de combinaison; aussi serait-il préférable de déterminer l'eau hygrométrique par dessiccation sous la cloche de la machine pneumatique.

L'eau de combinaison est déterminée par calcination; de la perte totale obtenue on retranche : l'eau hygrométrique, l'acide carbonique dosé séparément.

On peut donc encore avoir pour l'eau de combinaison totale une approximation suffisante. La difficulté et la cause d'incertitude principale se trouvent dans le calcul des proportions d'eau qui sont combinées avec les composés autres que les hydro-silicates, et pour plusieurs d'entre eux on ne sait pas quelle quantité d'eau ils ont pu perdre; je citerai notamment le peroxyde de fer et l'argile. Toutes les erreurs portent en définitive sur l'eau combinée dans les hydro-silicates, puisqu'elle est déterminée par différence.

Enfin, quand la discussion des résultats indique la présence de plusieurs combinaisons différentes, hydratées, de la silice, de l'alumine et de la chaux, il est impossible de distinguer, au moins dans la plupart des cas, la proportion d'eau de chacune d'elles.

Dosages du sulfate de chaux, de la chaux soluble dans l'eau et des sels alcalins.— Ces corps sont dosés dans la dissolution obtenue en traitant le mortier par l'eau; on peut avoir une grande exactitude pour l'acide sulfurique, et d'après son poids on calcule le sulfate de chaux, ce qui revient à considérer l'acide sulfurique comme se tenant en totalité à l'état de sulfate de chaux. Cette hypothèse est probablement, mais non pas certainement exacte; l'erreur qui résulterait de son inexactitude serait peu importante dans la majeure partie des analyses, car, dans tous les échantillons que nous avons examinés, nous avons trouvé seulement une très-faible quantité d'acide sulfurique.

La chaux dissoute peut être dosée avec une assez grande approximation; en retranchant du poids total la chaux qui peut être combinée avec l'acide sulfurique, on obtient par différence la chaux libre soluble dans l'eau.

Nous avons déjà dit précédemment que ce nombre est fort incertain, puisque l'eau employée en forte proportion peut enlever une certaine quantité de chaux à l'alumine et aux hydrosilicates, et d'un autre côté, parce que la force d'adhérence qui retient la chaux non combinée sur l'argile, et probablement sur les hydrosilicates, est assez grande pour qu'on ne soit jamais certain d'avoir dissous dans l'eau la totalité de la chaux non combinée.

En outre, l'air atmosphérique pénètre dans la fiole pendant la très-longue digestion, et son acide carbonique rend insoluble une partie de la chaux d'abord dissoute.

Les sels alcalins, toujours en faible proportion, contenus dans une dissolution très-étendue, ne peuvent pas être dosés exactement, même en l'absence de la

magnésie soluble dans l'eau. Il est certainement moins inexact de les calculer d'après la différence de poids du mortier, desséché au même point avant et après le traitement par l'eau. Leur dosage présente donc toujours de l'incertitude; nous devons ajouter qu'elle n'a pas en général une influence notable sur la détermination des parties utiles du mortier.

Dosages de l'alumine, de la silice et de la chaux combinées. — L'analyse donne une approximation suffisante pour la silice et pour l'alumine solubles dans l'acide azotique et dans une dissolution alcaline. Dans le cas où le résidu de l'attaque par l'acide contient une notable proportion d'argile, il est probable qu'une partie de la silice et de l'alumine dosées proviennent de cette argile, et par suite les nombres obtenus ne s'appliquent certainement pas aux composés utiles; cette incertitude disparaît ou devient très-faible quand le mortier ne contient pas une proportion sensible d'argile; mais dans ce cas, le plus favorable à l'interprétation des résultats, on ne peut savoir à quel état se trouve l'alumine; elle peut être combinée avec la chaux seule, ou en même temps avec la silice et la chaux.

Quant à la chaux combinée, on l'obtient en retranchant de la chaux totale les différentes proportions dosées dans les autres opérations; son évaluation présente donc aussi de l'incertitude.

Dosages de la magnésie et de l'oxyde de fer. — La détermination de la magnésie présente une importance assez grande, surtout si l'on peut comparer les analyses du mortier lui-même et des matériaux qui sont entrés dans sa confection. Un accroissement dans la proportion de magnésie ferait connaître l'action exercée par les sels contenus dans l'eau de mer; dans ce cas il serait difficile de distinguer à quel état chimique

se trouve la magnésie; elle peut être à l'état d'hydrate, précipitée par la chaux libre, ou à l'état d'aluminate provenant de la double décomposition entre l'aluminate de chaux du mortier et le sulfate de magnésie de l'eau de mer.

Il ne faut donc considérer la magnésie comme l'un des éléments actifs de la prise qu'après avoir comparé et discuté les résultats des analyses des mortiers et des chaux ou ciments hydrauliques employés.

La présence du peroxyde de fer en notable quantité est assez embarrassante, parce qu'on ne sait pas à quel état il doit se trouver; dans les chaux hydrauliques et les ciments, il peut être, soit inerte, soit combiné avec la silice, l'alumine et la chaux; après l'hydratation et en présence d'un excès de chaux plus ou moins grand, il entre très-probablement dans les mortiers comme matière peu utile en formant avec la chaux un composé mal défini et peu stable.

D'après les explications précédentes, les résultats donnés par les analyses des mortiers doivent être soumis à une discussion approfondie; ils doivent être fort souvent considérés comme approximatifs, et par suite il faut toujours se garder de tirer des conclusions trop précises de l'examen d'un petit nombre d'échantillons.

Ainsi, par exemple, pour déterminer la composition chimique des hydrosilicates qui ont fait prise et ont bien résisté à la mer pendant plusieurs années, il faudra multiplier les analyses et déduire la composition cherchée des résultats obtenus par une nombreuse série d'échantillons. Nous en citerons bientôt l'application pour les mortiers faits avec la chaux du Theil, employés au port de Marseille.

D. *Analyse des pouzzolanes.* — L'emploi des pouzzolanes mélangées avec la chaux, dans les travaux à la

mer, paraît remonter à une époque très-reculée, et plusieurs de ces constructions sont encore maintenant en très-bon état. A l'époque actuelle, ces mélanges sont employés avec succès dans plusieurs localités, et, au contraire, ont donné de mauvais résultats dans certaines circonstances.

La réussite des mortiers à pouzzolanes et chaux grasses dépend de la composition chimique des matériaux employés, et principalement des précautions minutieuses que demande leur application.

En Hollande, où ces mortiers sont fréquemment employés, on a soin de n'immerger les matériaux qu'après une préparation plus ou moins longue, pendant laquelle peuvent se parfaire les réactions complexes de la chaux sur les pouzzolanes, réactions qui doivent précéder l'hydratation.

Dans les anciens auteurs, nous n'avons pas trouvé l'indication de cette longue préparation ; elle était très-probablement adoptée, puisque, même pour les constructions terrestres, Vitruve signale la nécessité de faire plusieurs années à l'avance l'extinction de la chaux.

On se sert maintenant de deux espèces de pouzzolanes, naturelles et artificielles.

Les pouzzolanes naturelles sont des roches d'origine volcanique; les plus estimées viennent d'Italie et d'Andernach sur les bords du Rhin. Elles contiennent de la silice, de l'alumine, de la chaux, de la magnésie, de l'oxyde de fer, des alcalis et de l'eau; elles ont pour propriété commune de se laisser facilement attaquer par les acides et les alcalis, en cédant à ces agents de la voie humide une forte proportion de silice. Pouzzolanes naturelles.

On peut considérer comme à peu près certain que dans les mortiers de pouzzolanes et chaux la prise est

due à l'action lente de la chaux sur la silice et sur l'alumine de la pouzzolane, et à la formation, entièrement par voie humide, de silicate et d'aluminate de chaux hydratés.

Il est du reste impossible de prévoir dans quelles limites peut s'exercer cette action de la chaux; il est de même impossible de savoir quel rôle jouent les alcalis qui sont dans les pouzzolanes; l'analyse chimique est impuissante à éclairer toutes les questions que soulève l'emploi de ces matériaux.

On ne peut considérer comme utile de faire l'analyse complète des pouzzolanes reconnues bonnes par la pratique, que dans le but de préparer pour l'avenir des documents précieux au moment où la science sera parvenue à résoudre les questions qui sont maintenant fort obscures.

Actuellement il faudrait chercher la proportion de silice et d'alumine sur lesquelles la chaux peut agir; cette détermination peut être tentée de deux manières :

1° En faisant digérer longtemps, en présence d'une proportion d'eau convenable, la chaux et la pouzzolane mélangées intimement; cherchant ensuite à découvrir par l'analyse la proportion de silicate sur laquelle la chaux n'a pas agi.

2° En traitant la pouzzolane par l'acide azotique, évaporant à sec, reprenant par l'acide et déterminant la proportion de silice amenée à l'état gélatineux.

La première méthode est trop longue pour être d'une application avantageuse; d'ailleurs il serait difficile de distinguer par l'analyse l'hydrosilicate produit, en présence d'une partie de la pouzzolane inattaquée par la chaux, mais attaquable elle-même par les acides et les alcalis.

La seconde méthode a pour inconvénient très-grave

de ne pas faire connaître la proportion de silice et d'alumine qui peuvent se combiner avec la chaux, et de donner seulement une indication de la facilité avec laquelle la matière pouzzolanique est attaquée par les agents ordinaires des analyses par voie humide.

Il ne peut y avoir qu'une relation très-incertaine entre l'action de l'acide azotique et de la potasse dans le laboratoire, et celle de la chaux dans l'application : on ne peut pas les considérer comme proportionnelles; il est tout au plus possible d'admettre que les pouzzolanes le plus facilement attaquées par l'acide et l'alcali seront aussi celles qui cèderont le plus aisément à l'action de la chaux.

Il en résulte que pour le moment actuel l'emploi des mortiers pouzzolaniques est le seul moyen de s'éclairer sur leur valeur véritable, et qu'on ne peut demander à l'analyse que des indications sur l'activité probable de ces matériaux.

Nous n'avons fait qu'un très-petit nombre d'analyses de pouzzolanes naturelles, en dosant les bases solubles dans l'acide azotique, et déterminant la proportion de silice rendue gélatineuse par l'action de l'acide et soluble dans une dissolution alcaline étendue.

Nous pensons devoir signaler ici, comme pouzzolane naturelle, la silice entièrement soluble dans une dissolution de potasse, dont un gisement assez important paraît exister en France : la localité ne nous a pas été indiquée, mais la personne qui a remis l'échantillon au bureau d'essai de l'École des mines nous a certifié qu'il provenait d'un dépôt fort étendu dans le midi de la France.

Nous recommandons ce fait à l'attention des ingénieurs, parce que cette substance serait évidemment la plus énergique de toutes les pouzzolanes, et en même

temps celle dont l'emploi présenterait le moins de difficultés et le plus de certitude de réussite, en raison de la simplicité des réactions.

Pouzzolanes artificielles.

On a employé pendant plusieurs années, sous la désignation de pouzzolanes artificielles, des argiles plus ou moins pures, soit avant, soit après cuisson. Les résultats n'ont pas été très-favorables dans un certain nombre de cas, et l'explication de la non-réussite est facile à donner.

Les argiles non cuites sont en général bien plus difficilement attaquables que les pouzzolanes naturelles par les acides et les alcalis, et par conséquent aussi l'action exercée sur elles par la chaux, en présence de l'eau, doit être très-lente et seulement partielle. Il doit donc être bien plus bien difficile encore d'employer à la mer ces mélanges d'argile et chaux; la prise partielle qui a lieu au bout d'un certain temps est suivie de l'action incessante de la chaux encore libre sur l'argile; il doit en résulter des mouvements moléculaires qui causent infailliblement la désagrégation lente du mortier.

Les argiles pures employées après cuisson, comme pouzzolanes, sont dans des conditions analogues, et par conséquent ne peuvent laisser espérer de bons résultats que dans des cas très-rares et sous la condition expresse de précautions toutes spéciales.

Les argiles ferrugineuses et calcaires, soumises à une cuisson prolongée, ne peuvent pas être considérées comme des pouzzolanes, puisqu'elles renferment des combinaisons de la chaux avec la silice et avec l'alumine, en même temps que de l'argile sur laquelle la chaux pourra encore agir par voie humide. Dans l'emploi de ces matières mélangées avec une certaine proportion de chaux, les réactions sont nécessairement

très-complexes. Il doit être très-difficile de régulariser la prise des composés formés par voie sèche, qui n'ont plus qu'à s'hydrater, et de ceux qui doivent se former entièrement par voie humide, et dont la formation est progressive.

Pour toutes ces raisons, les argiles crues ou cuites ne peuvent pas en général se comporter comme bonnes pouzzolanes, et nous ne pensons pas devoir nous arrêter à indiquer les méthodes d'analyse.

Il paraîtrait plus rationnel de chercher à utiliser les *laitiers* des hauts-fourneaux, les scories de forges, et les autres silicates artificiels analogues, c'est-à-dire facilement et complétement attaquables par les agents de la voie humide. Il est certain que la chaux en excès convenable, mélangée intimement, agira de même sous l'eau, et pourra donner lieu aux composés hydratés qui déterminent la prise. Il reste à démontrer par l'expérience quelles sont les précautions nécessaires à l'application.

Nous avons réuni dans les tableaux joints à notre Mémoire les résultats des analyses d'un certain nombre de matériaux différents. **Résultats des analyses.**

Le tableau A contient la composition des calcaires à chaux hydraulique du Theil, dont plusieurs carrières sont en exploitation très-active; de plusieurs bancs calcaires de Fécamp, encore inexploités, et des marnes à ciment hydraulique de Vitry-le-Français.

Dans le tableau B nous avons réuni les analyses des chaux hydrauliques du Theil et de Graville, près le Havre; et celles de quelques ciments artificiels à prise lente; nous y joignons les ciments de Vitry-le-Français. Nous les avons choisis comme exemples des ciments à prise rapide, de préférence à ceux plus connus de Vassy, etc., parce que nous avons pu nous procurer un

plus grand nombre d'échantillons des marnes de Vitry et des ciments qu'elles produisent.

Les deux tableaux C et D contiennent les analyses de nombreux échantillons des bétons et mortiers faits avec les chaux du Theil et les ciments de Portland, employés avec succès à Marseille et à Cherbourg.

Dans le dernier tableau E nous donnons la composition de quelques pouzzolanes.

§ III. — Considérations théoriques sur le rôle de la silice, de l'alumine, de l'oxyde de fer, de la chaux et de la magnésie dans les matériaux hydrauliques, et sur les réactions chimiques qui précèdent et suivent la prise des mortiers.

Avant de commencer la discussion des résultats analytiques consignés dans les tableaux précédents, il est nécessaire d'examiner les propriétés utiles des corps qui entrent dans la composition des chaux hydrauliques et des ciments. Il sera ensuite plus facile d'indiquer les compositions chimiques qui correspondent à une prise stable, et les précautions qu'il faut adopter dans la preparation et dans l'emploi des mortiers.

Silice, alumine, chaux.

La silice se présente dans les calcaires argileux et en général dans les pierres naturelles employées dans la confection des mortiers, sous deux états bien différents, à l'état de sable quartzeux, à l'état de combinaison avec l'alumine ou plusieurs bases.

Le sable quartzeux reste entièrement inerte par voie humide, et par suite son action dans les mortiers est purement mécanique. Il n'en est pas de même du silex de la craie, qu'on pourrait avoir la pensée d'assimiler au quartz ; il peut entrer en combinaison avec la chaux sous l'eau ; l'action est très-lente mais n'est pas moins certaine et peut rendre de grands services dans les constructions à la mer. Le silex est, au point de vue

théorique et pratique, l'intermédiaire entre le quartz et la silice entièrement soluble dans les dissolutions alcalines, dont nous avons parlé précédemment.

Par voie sèche le quartz, le silex et la silice peuvent se combiner avec la chaux et presque toutes les bases avec une facilité d'autant plus grande que le mélange, est plus intime. Avec les bases la silice est toujours un acide, faible aux températures ordinaires, mais dont l'énergie paraît augmenter avec la température.

En présence de l'eau les silicates de chaux et de magnésie peuvent se combiner avec des proportions définies d'eau et produire des hydrates insolubles et assez stables.

Cependant la silice est, par voie humide, un acide très-faible que l'eau en grand excès peut déplacer de ses combinaisons, partiellement ou même en totalité. Le fait a été démontré pour les silicates alcalins; il peut se présenter également pour les combinaisons de la silice avec la chaux et la magnésie, mais nous ne connaissons aucune expérience précise faite pour le constater. Il faut donc par prudence se tenir en garde contre la possibilité d'une action décomposante de l'eau avec les silicates de chaux et de magnésie : elle doit être, si elle a lieu, très-lente sur celui de chaux, et presque nulle sur celui de magnésie, en raison de la faible solubilité de la chaux, et de l'affinité bien plus faible encore qui existe entre la magnésie et l'eau.

Action de la chaux par voie humide sur les argiles.

L'argile et en général les silicates sont partiellement attaqués par voie humide par les acides et les alcalis; nous n'avons besoin de considérer ici que l'action de la chaux, et pour ne pas compliquer la question prenons le cas le plus simple d'un mélange de chaux et d'argile.

La chaux en excès agissant en présence de l'eau déplace l'alumine pour se combiner avec la silice et forme du silicate de chaux hydraté, en se combinant en même temps avec l'alumine pour produire de l'aluminate également hydraté. Ces réactions sont exclusivement théoriques, c'est-à-dire que ce sont celles qui doivent avoir lieu d'après les propriétés connues de la silice, de l'alumine et de la chaux. L'action est progressive et ne peut être terminée qu'au bout d'un temps très-long, qui peut varier entre des limites fort étendues, de plusieurs mois à plusieurs années, suivant les conditions, état chimique et physique de l'argile, excès de chaux employée, intimité du mélange, et surtout avec l'excès d'eau qui tend à dissoudre la chaux et par suite à diminuer son action.

On ne peut s'arrêter à la formation d'un silicate d'alumine et de chaux, parce que l'alumine se comporte comme acide en présence d'une base plus énergique; du moment que l'argile est attaquée, ce qui est bien démontré par l'expérience, la silice et l'alumine doivent se comporter avec la chaux d'après leurs affinités chimiques.

La seule incertitude qui puisse subsister est relative à la combinaison possible du silicate avec l'aluminate de chaux; l'analyse nous semble impuissante à résoudre cette incertitude, qui n'a pas en réalité une très-grande importance d'application.

Voyons maintenant quelle peut être l'action lente de l'eau sur ces deux composés, silicate et aluminate de chaux, isolés ou combinés ensemble. L'alumine étant un acide encore plus faible que la silice, est plus facilement déplacée par l'eau de sa combinaison avec les bases, et par suite il est probable qu'à la longue l'eau enlèvera au moins une partie de la chaux à l'alumine.

Pour cette réaction nous pouvons citer des expériences directes faites au laboratoire : dans les précipitations de l'alumine en présence des sels de chaux, l'alumine entraîne à l'état de combinaison chimique une proportion de chaux d'autant plus faible que la liqueur est plus étendue, ce qui permet de conclure presque avec certitude que l'eau en grand excès pourra aussi enlever de la chaux à l'aluminate de chaux.

De là résulte :

1° Que dans les mortiers formés par des mélanges de chaux et d'argile, on ne peut espérer une prise solide et durable, que si toutes les actions chimiques de la chaux sur l'argile sont parfaites avant l'immersion ; c'est-à-dire qu'il sera indispensable de faire digérer longtemps les matières mélangées, en présence d'une proportion d'eau assez grande pour faciliter les réactions, assez faible pour qu'il ne puisse pas se former de silicates et d'aluminates hydratés.

2° Qu'un mortier de cette nature, préparé avec toutes les précautions convenables, ayant fait bonne prise après l'immersion, renfermera, s'il est perméable à l'eau, une cause de désaggrégation lente, l'action dissolvante de l'eau sur la chaux de l'aluminate, action à laquelle il faut ajouter celles de l'acide carbonique et des sels de magnésie contenus dans l'eau de mer. La conservation du mortier exigera donc que l'eau ne puisse pas facilement le traverser et se renouveler dans son intérieur. Le mortier devra donc être compacte ou protégé par une couche extérieure de carbonate de chaux, de coquilles, d'herbes marines, etc.

Les mortiers composés de chaux et de pouzzolanes doivent donner lieu à des réactions encore plus complexes, sur lesquelles nous reviendrons bientôt ; les actions principales sont celles que nous avons considérées

précédemment pour les argiles, et par conséquent aussi les mêmes précautions dans la préparation et dans l'emploi sont indispensables.

Nous arrivons de cette manière par la simple considération des propriétés théoriques de la silice, de l'alumine et de la chaux, à indiquer pour les mortiers à pouzzolanes les précautions reconnues indispensables par la pratique, et très-probablement suivies par les anciens plus largement encore qu'on ne le fait de nos jours en Hollande.

Passons maintenant à la voie sèche. Nous aurons deux cas à examiner : 1° celui d'un calcaire intimement mélangé de sable quartzeux à grains fins; 2° celui d'un calcaire argileux.

1er cas : calcaires siliceux.

Par la cuisson d'un calcaire mélangé de sable fin, l'acide carbonique est expulsé et la chaux se combine avec la silice pour produire du silicate de chaux; l'action est d'autant plus rapide et complète que le mélange est plus intime et que les grains de sable sont plus fins. Le produit de la cuisson contient donc : silicate de chaux, chaux caustique; et en outre du sable resté inerte et du carbonate de chaux, dans les cas de la présence du sable en gros grains ou d'une cuisson insuffisante.

En présence de l'eau, le sable et le carbonate de chaux restant inertes, le silicate de chaux se combinera avec l'eau, plus ou moins rapidement suivant que la température aura été moins ou plus élevée dans la cuisson. La chaux en excès se combinera de même avec l'eau et se dissoudra au moins en partie.

La conservation du mortier dépendra principalement de l'excès de la chaux libre restant avec l'hydrosilicate, car les actions de l'eau et des sels de l'eau de mer se porteront certainement sur cette chaux avant de pouvoir atteindre le silicate.

Nous reviendrons bientôt sur les actions chimiques de l'eau de mer, dont l'étude nous éloignerait trop des actions chimiques que nous désirons mettre clairement en évidence.

Les conclusions théoriques que nous pouvons tirer de la composition d'une chaux hydraulique ne contenant pas d'alumine est la suivante : il est indispensable qu'au moment de l'immersion la proportion de chaux libre ne soit ni trop grande ni trop faible ; elle ne doit pas dépasser celle que l'expérience pratique indique comme étant nécessaire au gâchage. Nous pouvons ajouter que la prise ne peut se faire convenablement par l'hydratation du silicate de chaux, formé par voie sèche, que si dans la cuisson du calcaire les diverses parties n'ont pas été exposées à des températures trop différentes ; ou autrement, il est convenable de ne pas cuire le calcaire en trop gros morceaux, et de prolonger la cuisson pendant un temps assez long pour que la chaleur puisse pénétrer également jusqu'au centre des morceaux.

Resterait ensuite à déterminer la solidité que peut prendre l'hydrosilicate de chaux, et les précautions qu'il faut adopter pour produire la prise dans les conditions des diverses constructions, pour éviter la porosité du mortier. Nous traiterons ces questions pratiques dans la seconde partie de notre Mémoire.

2e cas : Calcaires argileux.

Supposons un calcaire intimement mélangé d'argile pure, dans la proportion de 15 à 20 p. 100, ce qui laisse la chaux en grand excès relativement à la silice et à l'alumine ; indiquons les réactions théoriques qui doivent avoir lieu pendant la cuisson, pendant la préparation du mortier avec cette chaux hydraulique et du sable quartzeux, et pendant l'immersion. Nous devrons ensuite étudier les différences résultant d'une plus forte

proportion d'argile et d'un mélange peu homogène.

Par la cuisson prolongée, l'acide carbonique est expulsé à peu près complétement, et la chaux entre en combinaison avec la silice et l'alumine. Le sable, presque toujours mélangé avec l'argile dans une certaine proportion, donne évidemment du silicate de chaux seulement; mais il n'est pas aussi simple de reconnaître la nature chimique du composé résultant de l'action de la chaux en excès sur le silicate d'alumine. L'énergie acide de la silice devient plus forte à mesure que la température est plus élevée, tandis que l'alumine n'a pas la même propriété. Elle n'est acide, par voie sèche, qu'en présence d'un grand excès de base et son énergie acide paraît diminuer à mesure que la température est plus élevée. Par suite, dans le cas spécial que nous considérons, le mélange dés matières étant intime et la chaux en grand excès, il se produira du silicate de chaux et de l'aluminate de chaux si la température est convenablement ménagée. Une cuisson poussée trop fortement aurait pour effet de rendre le silicate de chaux plus rebelle à l'action de l'eau, ou même de détèrminer la combinaison des silicate et aluminate en un composé unique, dans lequel la silice serait le seul acide.

Cette différence des produits formés à des températures différentes est mise en évidence par les propriétés que possèdent les chaux hydrauliques, suivant le mode de cuisson et la nature du combustible employé.

Dans le cas où l'argile est en forte proportion, les produits de la cuisson peuvent être bien différents; la chaux n'étant plus qu'en faible excès on obtiendra les deux composés, silicate et aluminate de chaux, seulement dans le cas d'un mélange très-intime et par une cuisson très-ménagée. Si au contraire la température est un peu élevée il devra se former une forte propor-

tion de silicate d'alumine et de chaux, en raison de la plus grande énergie acide que prend la silice.

Nous avons supposé le mélange de l'argile avec le calcaire bien homogène, mais il n'en est presque jamais ainsi. On peut dire que toujours l'hétérogénéité est évidente. De là doit résulter :

Que dans les calcaires contenant une faible proportion d'argile il doit se trouver des parties qui ne contiennent pas un excès de chaux ;

Que dans les calcaires très-argileux il peut se trouver des portions dans lesquelles la chaux domine.

Par conséquent les premiers doivent toujours renfermer, après une cuisson très-forte, une certaine proportion de silicate d'alumine et de chaux, et les seconds, dans les mêmes conditions, doivent encore contenir du silicate de chaux et de l'aluminate de chaux.

Ces considérations conduisent à la conclusion que la composition chimique des chaux hydrauliques et des ciments provenant des calcaires argileux, et par suite la manière dont ils se comporteront en présence de l'eau, dépend :

1° De la proportion de l'argile et de son mélange plus ou moins intime avec le calcaire ;

2° De la durée et de la température de la cuisson. Cette dernière influence est encore plus grande quand le calcaire est cuit en gros morceaux, parce qu'alors les différentes parties ne sont pas exposées à la même température, et par suite ne sont pas disposées de la même manière pour les réactions que l'eau doit déterminer.

Au point de vue exclusivement théorique, une cuisson lente, à une température seulement assez élevée pour expulser la presque totalité de l'acide carbonique du calcaire, donne les produits suivants : Cuisson lente.

A. *Avec les calcaires peu argileux :* De la chaux libre, du silicate de chaux, de l'aluminate de chaux, peut-être un peu de carbonate non décomposé. Le silicate d'alumine et de chaux ne peut être qu'en proportion très-faible, et ne peut se présenter que par suite d'une distribution inégale de l'argile.

B. *Avec les calcaires très-argileux :* Du silicate de chaux; de l'aluminate de chaux; une faible proportion de chaux libre; du silicate d'alumine et de chaux, toujours en notable proportion; et de l'alumine à peu près inerte.

La principale différence entre ces deux produits résulte de la proportion de chaux libre, très-forte dans le premier cas, très-faible dans le second, bien plus encore que d'une différence dans la nature chimique des composés formés. Cette différence ne peut être que la proportion plus ou moins grande de silicate d'alumine et de chaux, proportion qui ne peut être très-grande pour une cuisson faite à basse température. Par conséquent un calcaire argileux à chaux hydraulique peut donner un produit très-voisin de ceux donnés par les calcaires argileux à ciments, à la condition que la cuisson soit dirigée de manière à laisser une notable proportion de chaux combinée avec l'acide carbonique.

Cuisson à température élevée.

La cuisson poussée très-fortement, jusqu'à l'agglomération partielle des matières, doit donner les produits suivants :

A. *Pour les calcaires peu argileux :* De la chaux caustique en excès; du silicate de chaux; de l'aluminate de chaux; une notable proportion de silicate d'alumine et de chaux.

B. *Pour les calcaires contenant beaucoup d'argile :* Une proportion assez faible de silicate de chaux et d'aluminate de chaux, et principalement du silicate d'a-

lumine et de chaux. La chaux libre est toujours en quantité très-faible.

Il y a donc une grande différence de composition chimique entre les deux espèces de produits, chaux hydrauliques et ciments, obtenus par cuisson à température élevée; les ciments contiennent beaucoup d'alumine combinée avec la silice, tandis que les chaux hydrauliques n'en renferment que très-peu. Par conséquent on ne peut parvenir, en saturant artificiellement par l'acide carbonique la chaux libre en excès dans les chaux hydrauliques, à les rapprocher des ciments fortement chauffés.

La théorie peut donc très-simplement rendre compte des faits reconnus en pratique; que les chaux hydrauliques peuvent se rapprocher beaucoup des ciments obtenus à une température modérée quand on parvient à saturer la chaux en excès par l'acide carbonique, tandis que le même rapprochement est impossible pour les ciments produits à une température élevée.

A tout ce qui précède, il faut ajouter que les calcaires sont ordinairement cuits en morceaux assez gros, et que pour les mélanges artificiels la cuisson est faite sur des briquettes. Il en résulte des différences notables pour la température à laquelle sont exposées les diverses parties, et par suite des différences dans l'état de combinaison ou au moins dans l'état d'aggrégation. Elles doivent donner lieu, en présence de l'une, à des vitesses de prise différentes.

Il est, du reste, très-important d'examiner en détail quelle peut être l'action de l'eau sur ces différents produits, en laissant de côté pour un moment l'action des sels contenus dans l'eau de mer. Action de l'eau.

Considérons en premier lieu une chaux hydraulique obtenue à température modérée, contenant un excès

de chaux libre, du silicate et de l'aluminate de chaux; ne renfermant qu'une proportion très-faible d'alumine combinée avec la silice et la chaux.

L'eau dissout d'abord une partie de la chaux, en même temps que l'acide carbonique en dissolution se combine avec une certaine proportion de la base. Le silicate et l'aluminate s'hydratent et font prise avec une lenteur plus ou moins grande, suivant que les parties ont été moins ou plus uniformément chauffées. La prise a lieu par une espèce de cristallisation qui englobe le carbonate de chaux avec une partie de la chaux hydratée; la contraction produite par la prise expulse une autre partie de la chaux hydratée, qui forme autour de la matière un nuage blanc : ce fait est principalement sensible dans les expériences disposées dans des cuves. Le silicate d'alumine et de chaux, en faible proportion, doit être rapidement décomposé, grâce à l'excès de chaux, et donne du silicate et de l'aluminate de chaux, qui s'hydratent à mesure qu'ils se produisent.

Les précautions qu'il faut adopter dans la pratique sont relatives à deux actions différentes : d'abord il importe que la prise soit assez uniforme, ait lieu presque en même temps pour le silicate et pour l'aluminate, et pour les parties diversement cuites de ces deux composés. Le premier point est assez facile à réaliser avec des chaux hydrauliques peu chauffées et dont la prise est lente.

Il faut ensuite que le mortier ne renferme pas un trop grand excès de chaux libre. Pour en comprendre la nécessité, il importe d'examiner les actions chimiques qui peuvent avoir lieu sur cette chaux libre. L'eau contenant de l'acide carbonique doit produire progressivement du carbonate de chaux, dont la formation,

très-lente, progresse de la surface vers le centre. Ce sel est appelé à jouer un rôle très-utile en raison de son insolubilité ; il forme vers la surface une couche imperméable qui s'oppose à la pénétration trop facile de l'eau dans l'intérieur, et doit tendre par suite à rendre bien plus lentes les actions chimiques destructives non-seulement de l'eau elle-même, mais encore bien plus des sels contenus dans l'eau de mer. L'expérience indique que dans les conditions ordinaires de l'emploi des chaux hydrauliques les mortiers sont poreux, et que le carbonate de chaux formé vers la surface ne suffit pas toujours pour empêcher la pénétration de l'eau dans l'intérieur. Il y a lieu, pour les praticiens, de chercher dans quelles conditions d'emploi ils peuvent obtenir des mortiers assez denses pour que cette pénétration facile ne subsiste pas. Nous pensons, d'après quelques expériences faites au Havre, que la solution de ce problème difficile peut être trouvée. En attendant, nous devons étudier les actions de l'eau sur des mortiers à chaux hydrauliques plus ou moins perméables.

L'action est nécessairement complexe et progressive ; l'eau dissout lentement la chaux que ne sature pas l'acide carbonique, et rend par conséquent le mortier de plus en plus poreux et perméable. Dès que la plus grande partie de la chaux libre est enlevée, l'action de l'eau s'exerce sur l'aluminate et ensuite sur le silicate, et tend à leur enlever la chaux, et par suite à détruire la cohésion d'abord acquise. A cette action de l'eau seule vient se superposer celle assez énergique des gaz et des sels de magnésie contenus dans l'eau de mer, action que nous étudierons bientôt. D'après cela, il semble impossible d'éviter la décomposition des mortiers à chaux hydrauliques, quand on ne sera pas arrivé à empêcher

la pénétration facile par l'eau. La désagrégation sera plus rapide pour les chaux hydrauliques contenant une forte proportion d'alumine, parce que l'aluminate est plus facilement attaqué que le silicate, et que la décomposition de l'aluminate, quand bien même elle ne suffirait pas à désagréger le mortier, le rendant plus perméable, facilite les actions chimiques sur le silicate.

Par conséquent, les chaux hydrauliques ne contenant pas d'alumine doivent donner des mortiers résistant pendant un temps beaucoup plus long que les chaux alumineuses.

Dans les deux cas on ne peut obtenir une résistance indéfinie qu'en cherchant les procédés de préparation et de mise en œuvre qui évitent la porosité. Le même but se trouve atteint quand les constructions sont recouvertes d'un enduit naturel : carbonate de chaux, coquilles, herbes marines, vase, etc.

Aussi, de la bonne tenue de certains mortiers ainsi protégés, on ne doit pas conclure la bonne qualité des matériaux employés. Il serait possible que les mêmes matières ne pussent pas résister dans des localités où l'enduit préservateur ne viendrait pas s'appliquer aussi rapidement.

Considérons, en second lieu, les chaux hydrauliques fortement cuites et contenant une certaine proportion de silicate d'alumine et de chaux.

L'action de l'eau et de l'acide carbonique sur la chaux libre est la même que dans le cas précédent; le silicate et l'aluminate, plus fortement et presque toujours plus inégalement chauffés, se combinent plus lentement avec l'eau et doivent présenter de plus grandes irrégularités dans la prise; le silicate d'alumine et de chaux étant, au contraire, assez facilement décomposé par la chaux en excès, produit du silicate et

de l'aluminate de chaux, dont l'hydratation et la prise sont comparativement assez rapides. Il doit donc être extrêmement difficile de régulariser toutes ces actions et d'arriver à une prise convenablement uniforme. Le seul moyen pratique qu'on puisse conseiller *à priori*, est celui que nous avons indiqué pour les mortiers à pouzzolanes : une longue digestion en présence d'une quantité d'eau insuffisante pour la prise, assez grande pour humecter les matières et permettre aux actions chimiques de se préparer. Cette digestion exigera en pratique d'assez longues expériences pour déterminer la quantité d'eau la plus convenable. Elle aurait l'avantage de permettre à l'acide carbonique de l'air de saturer une partie de la chaux libre, en remplaçant la chaux soluble, et par suite nuisible par son grand excès, par un corps insoluble mais inerte. L'acide carbonique étant absorbé d'autant plus aisément que la chaux libre est en plus grand excès, on n'aura certainement pas à craindre que toute la chaux ne passe à l'état de carbonate.

Il y aurait cependant une autre série d'expériences pratiques à conseiller. Le mortier à chaux hydraulique ayant fait prise serait pulvérisé, façonné en briquettes et soumis à une seconde cuisson. En opérant à une température assez basse pour expulser seulement l'eau du silicate et de l'aluminate de chaux, on aurait une matière bien homogène, dans laquelle les combinaisons n'auraient plus qu'à s'hydrater pour faire prise. Il est certain que ce mode de préparation par double cuisson, réuni aux précautions nécessaires pour éviter la porosité, donnerait d'excellents mortiers. Reste à démontrer s'il serait d'une application suffisamment économique, et si on ne peut le remplacer par l'emploi de matériaux un peu différents convenablement choisis.

3e cas : Ciments.

Le troisième cas à étudier est celui d'un ciment produit par une cuisson modérée. Il contient : silicate et aluminate de chaux, une proportion plus ou moins forte de silicate d'alumine et de chaux, et une petite quantité de chaux caustique. L'eau agit presque de suite sur tous les composés, et l'expérience indique que la prise se fait très-rapidement; l'hydratation doit être suivie d'une décomposition provenant de l'action de la chaux en très-petit excès sur le silicate d'alumine et de chaux. Cette transformation en silicate et aluminate de chaux, qui tous les deux pourraient concourir à la stabilité du ciment, peut amener sa désagrégation si elle a lieu trop lentement, c'est-à-dire si dans la cuisson la température s'est élevée dans certaines parties plus que dans d'autres. Les parties trop chauffées sont celles qui renferment la plus forte proportion de silicate d'alumine et de chaux; comme l'action de la chaux en très-petit excès, en présence de l'eau, est nécessairement fort lente sur ce silicate fortement chauffé, il est possible que la première solidité prise par les parties les moins chauffées soit progressivement détruite par les changements de composition des parties chauffées davantage. La cuisson des ciments à température modérée est donc une opération très-délicate, puisque les produits sont presque certainement de mauvaise qualité quand la chaleur n'est pas répartie bien uniformément.

Les ciments dont la prise rapide a été convenable doivent être peu poreux, ou protégés, comme les mortiers à chaux hydraulique, par des corps étrangers s'opposant à la pénétration trop facile par l'eau. En effet, l'acide carbonique contenu dans l'eau ne peut former qu'une très-faible proportion de carbonate de chaux avec la chaux libre, et dans le cas d'une trop

facile pénétration, l'eau et les sels contenus agissent sur l'aluminate d'abord, sur le silicate ensuite, et produisent nécessairement la décomposition du ciment.

L'eau seule agit avec une lenteur très-grande et ne peut amener que la désagrégation ; l'eau de mer exerce sur les sels contenus une action beaucoup plus rapide, et qui peut produire la désagrégation et le gonflement.

L'emploi des ciments dans les travaux à la mer ne peut donc donner de bons résultats que si on adopte les précautions nécessaires pour éviter la porosité. Par toutes ces raisons, l'expérience pratique, les précautions indispensables dans la cuisson et la mise en œuvre, ont pour la réussite des ciments peu cuits une importance au moins aussi grande que la composition chimique.

On a déjà plusieurs fois cherché à modifier le mode d'emploi des ciments à prise très-rapide, en les mélangeant avec une certaine proportion de chaux grasse. L'effet peut être très-avantageux si on fait digérer le mélange intime, imprégné d'une faible proportion d'eau, pendant un temps assez long pour que toutes les actions chimiques puissent être effectuées. La matière mise en présence de l'eau ne serait plus qu'un mélange de chaux caustique, de silicate et d'aluminate de chaux, et la prise pourrait être obtenue bien stable.

Nous avons enfin à considérer les ciments soumis à une cuisson assez forte pour ramollir les parties les plus exposées à l'action du feu. Ils contiennent une proportion très-grande de silicate d'alumine et de chaux très-fortement aggloméré, imparfaitement pulvérisé; du silicate et de l'aluminate de chaux; une très-faible quantité de chaux non combinée.

L'immersion ne détermine pas ordinairement la prise immédiate; elle a lieu au bout de plusieurs heures,

souvent même après quelques jours. La lenteur de la prise doit tenir à ce que le silicate de chaux et l'aluminate de chaux, fortement chauffés, ne peuvent pas s'hydrater rapidement.

Le silicate d'alumine et de chaux peut donc, dans la plupart des cas, être en grande partie transformé par l'action du petit excès de chaux, ou même par l'eau seule, en silicate et en aluminate. La prise peut être bien complète, excepté pour les grains un peu gros de silicate aggloméré, qui restent d'abord inertes. Ils ne pourront céder que très-lentement aux affinités de la voie humide qui tendent à séparer le silicate de l'aluminate de chaux, et si leur proportion est assez faible, cette action lente ne devra pas produire la désagrégation.

La grande différence entre les ciments peu cuits à prise très-rapide, et les ciments *brûlés* à prise comparativement assez lente, se trouve donc dans la transformation du silicate d'alumine et de chaux, qui est faite en grande partie avant la prise pour la seconde qualité de ciments, tandis qu'elle a lieu seulement après la prise pour la première espèce.

D'ailleurs, pour les ciments brûlés comme pour les ciments obtenus par une cuisson modérée, l'action ultérieure de l'eau et des sels contenus est à peu près la même; on ne peut espérer la stabilité que si on parvient à empêcher le renouvellement trop facile de l'eau dans l'intérieur. On peut y arriver en prenant les précautions pratiques nécessaires pour que le ciment ne soit pas poreux, ou en disposant la construction de manière à ce que le ciment soit promptement préservé par un enduit presque imperméable.

L'expérience indique que les ciments à prise très-rapide, d'un emploi presque toujours très-incommode

dans les constructions faites sous l'eau, résistent parfaitement en plein air, et même dans ce cas, le plus favorable, ils exigent des ouvriers spéciaux extrêmement habiles.

Dans les considérations précédentes nous avons supposé implicitement les calcaires argileux dépourvus des corps qui les accompagnent assez fréquemment en proportion plus ou moins forte : le sable en gros grains, la magnésie et l'oxyde de fer. Il est nécessaire d'examiner maintenant quel rôle ces corps doivent faire pendant la cuisson, pendant la préparation des mortiers et des ciments. Sable en gros grains. Oxyde de fer. Magnésie.

Le rôle du gros sable quartzeux est très-facile à prévoir : pendant la cuisson il est partiellement attaqué par la chaux et transformé en silicate de chaux, qui plus tard concourt à la prise. La partie non attaquée reste inerte et se comporte comme le sable ajouté, d'autre part, aux mortiers et aux ciments. Le sable s'oppose à la contraction, donne peut-être une plus grande résistance à l'écrasement. A ces avantages il faut opposer un inconvénient très-grave, celui de contribuer beaucoup à rendre les mortiers et les ciments très-poreux, par suite perméables à l'eau, ce qui est, comme nous l'avons indiqué, une cause de décomposition presque certaine.

Nous devons en conséquence poser comme problème d'une haute importance, la définition des précautions pratiques qui peuvent permettre d'employer très-peu de sable, en rendant presque nulle la contraction au moment de la prise.

Nous ne considérons pas l'emploi du sable au point de vue économique, attendu que dans les constructions à la mer la véritable économie n'est pas de faire des ciments et mortiers dont le mètre cube coûte très-peu,

mais bien d'obtenir, même à un prix élevé, des matériaux d'une grande solidité et d'une durée indéfinie.

La magnésie se trouve assez rarement dans les calcaires, et presque toujours elle est en faible proportion. On peut admettre comme des exceptions les bancs calcaires, actuellement exploités pour chaux hydrauliques et ciments, qui renferment 10 à 12 p. 100 de magnésie.

Dans les différentes opérations la magnésie se comporte à peu près comme la chaux; cependant nous devons signaler des différences très-notables dans les propriétés chimiques de ces deux terres. La magnésie est une base moins énergique en général, mais elle a pour l'alumine une affinité au moins aussi grande que celle de la chaux; ses composés avec la silice et avec l'alumine sont susceptibles de s'hydrater, et donnent des matières insolubles, résistant bien mieux que les hydrates correspondants de la chaux à l'action de l'eau, de l'acide carbonique et des sels contenus dans l'eau de mer.

Ces propriétés portent à penser que des mortiers ou des ciments dans lesquels la magnésie remplacerait la chaux pourraient faire prise sous l'eau, et résister ensuite avec bien plus de certitude aux actions chimiques de l'eau de la mer. Ce fait est d'ailleurs bien établi par des expériences assez récentes de M. Vicat. Malheureusement la magnésie n'est pas assez répandue dans la nature pour qu'on puisse l'employer, à l'exclusion de la chaux, dans les constructions.

Les calcaires qui contiennent de la magnésie donnent des produits généralement plus difficiles à utiliser que ceux provenant des calcaires purs. Ils contiennent, en effet, des silicates et des aluminates différents; les uns à base de chaux, les autres à base de magnésie.

Ces derniers, en présence de la chaux libre, doivent ou peuvent être partiellement décomposés après l'immersion, et par suite, les actions étant complexes, il est plus difficile d'obtenir un résultat définitif stable. C'est principalement dans le cas de la présence de la magnésie en notable proportion, qu'une digestion préalable, en présence d'une faible quantité d'eau, est indispensable pour permettre l'accomplissement de toutes les réactions qui pourraient entraver la prise ou produire plus tard la désagrégation des mortiers.

L'oxyde de fer existe en petite quantité dans presque tous les calcaires, et peut généralement être considéré comme inerte dans la cuisson et dans la prise. En effet, dans les calcaires à chaux hydrauliques, la chaux étant en grand excès, l'oxyde de fer ne peut pas se combiner avec la silice; la température de la cuisson est assez élevée pour le déshydrater, et sous cet état spécial d'oxyde calciné il n'a aucune tendance à se combiner par voie humide avec la chaux.

Pour les calcaires à ciments soumis à une cuisson prolongée, l'oxyde de fer peut se comporter un peu différemment. Il entre partiellement en combinaison avec la silice et l'alumine dans les parties qui éprouvent un commencement de vitrification. Dans ce composé il entre à l'état de protoxyde; plus tard, après la décomposition du silicate multiple par la chaux, ou même seulement par l'eau, le protoxyde produit du peroxyde qui, formé par voie humide, peut se combiner avec la chaux.

Ce composé est susceptible d'hydratation; il est insoluble dans l'eau, mais il est décomposé plus facilement encore que l'aluminate de chaux par l'eau, l'acide carbonique et les sels de l'eau de mer. Il ne peut donc pas être considéré comme stable, et encore bien moins

comme ayant une influence utile sur la stabilité des mortiers.

Il n'était, du reste, aucun besoin de rappeler les propriétés chimiques de l'oxyde de fer pour arriver à cette conclusion. L'oxyde de fer entre presque toujours en faible proportion dans les calcaires, et parmi les chaux hydrauliques et les ciments reconnus comme d'un emploi avantageux, on pourrait citer autant d'exemples de l'absence que de la présence de l'oxyde de fer.

On doit, en général, le considérer comme inerte, et, seulement après l'examen de toutes les circonstances de la cuisson et de la mise en œuvre, admettre qu'une partie a pu donner une combinaison peu stable avec la chaux.

Sulfate de chaux.

Nous avons indiqué précédemment que les calcaires argileux bitumineux contiennent assez fréquemment de la pyrite de fer, disséminée en grains très-fins, et que la cuisson détermine la formation d'une notable quantité de sulfate de chaux : plus rarement ce corps existe tout formé dans certains bancs calcaires. Presque tous les ingénieurs sont d'accord pour ne pas employer les ciments et les chaux hydrauliques qui renferment une trop forte proportion de sulfate; mais aucune limite n'a été prescrite.

Les propriétés du sulfate de chaux rendent assez bien compte de son influence nuisible. Il est très-peu et surtout très-lentement soluble dans l'eau après avoir été fortement calciné; par conséquent la presque totalité reste dans le mortier ou le ciment pendant un temps assez long après l'immersion; par sa combinaison lente avec l'eau il produit du plâtre dont la prise n'a généralement pas lieu en même temps que la solidification du silicate et de l'aluminate de chaux. La

cristallisation du plâtre, étant faite avec augmentation de volume, fait nécessairement éclater le mortier ou le ciment, si elle a lieu après la prise normale et surtout si le sulfate de chaux n'étant pas uniformément réparti, se trouve par places en plus forte proportion.

Pour les mortiers à prise lente, on ne peut prévoir si la cristallisation du plâtre aura lieu avant ou après celle des composés hydrauliques; mais pour les ciments un peu rapides, on est certain qu'elle sera postérieure à l'hydratation des composés de la chaux avec la silice et l'alumine.

C'est donc surtout dans les ciments qu'il faut considérer comme très-nuisible la présence du sulfate de chaux; nous pensons, du reste, que l'effet produit doit être le même en eau douce qu'en eau de mer, et que par suite il faut également proscrire de toutes les constructions hydrauliques les ciments qui renferment du sulfate de chaux en proportion notable.

Dans les mortiers à chaux hydrauliques contenant du sulfate de chaux, il peut arriver que ce sel cristallise à peu près en même temps que se fait l'hydratation des combinaisons de la chaux avec la silice et l'alumine; dans ce cas, le plus favorable, et qu'il est impossible de prévoir d'avance, le plâtre serait encore très-nuisible par sa solubilité, d'ailleurs peu considérable, dans l'eau. Il est progressivement enlevé par l'eau, et contribue par là à augmenter la porosité du mortier, porosité dont la conséquence presque inévitable est la désagrégation du mortier, au bout d'un temps plus ou moins long.

La présence du sulfate de chaux en proportion notable est donc encore fort nuisible, et les chaux hydrauliques qui en contiennent ne peuvent pas en général donner des constructions solides et durables.

Phosphate de chaux.

La présence du phosphate de chaux dans les calcaires est pour ainsi dire un cas exceptionnel, et ne saurait d'ailleurs exercer une influence nuisible sur la prise et sur la stabilité soit des mortiers, soit des ciments. Le phosphate basique et insoluble dans l'eau ne cristallise pas comme le sulfate avec augmentation de volume, et par suite peut être considéré comme matière inerte pendant et après la prise.

§ IV. — Action des sels et des gaz contenus dans l'eau de mer.

Dans les considérations précédentes, nous avons réservé l'action spéciale des sels contenus dans l'eau de mer, action certainement très-énergique, à laquelle on doit attribuer une grande partie des accidents arrivés dans les ports.

Il est maintenant admis que les mortiers et les ciments ne se comportent pas de la même manière dans l'eau douce et dans l'eau de mer, et que les matériaux qui résistent bien dans la première se décomposent dans la seconde, au bout d'un temps plus ou moins long, si des précautions spéciales ne sont pas adoptées dans leur préparation et leur mise en œuvre.

L'étude des actions chimiques des sels contenus dans l'eau de la mer est loin d'être complète, et nécessite des expériences nombreuses : pour le moment nous devons nous borner à l'examen théorique des faits principaux.

La différence d'action de l'eau de mer et de l'eau douce est manifeste à deux périodes spéciales ; la première comprend le temps écoulé depuis le gâchage jusqu'à la prise ; la seconde est postérieure à la solidification des mortiers ou ciments.

Considérons séparément ces deux périodes, en pre-

nant pour exemples les deux matériaux les mieux caractérisés : les mortiers faits avec du sable et de la chaux hydraulique contenant un excès de chaux, les ciments mélangés avec du sable et ne contenant pas une notable proportion de chaux non combinée.

Première période. — La prise des mortiers et des ciments est ordinairement beaucoup plus lente dans l'eau de mer que dans l'eau douce, et le ralentissement paraît être plus fort pour les mortiers que pour les ciments. On ne peut expliquer ces faits que par la présence des sels contenus dans l'eau de mer ; le seul qui puisse exercer une action notable est le chlorure de sodium, qui seul se trouve dans l'eau de mer en proportion considérable.

Le sel marin peut retarder la prise de deux manières : d'une part en s'interposant entre les atomes de l'eau et ceux des composés qui doivent s'hydrater ; d'autre part et plus probablement il oppose son affinité pour l'eau à celle des silicates et aluminates, et par là rend l'hydratation plus lentement complète.

Le retard dans la prise en eau de mer peut donc s'expliquer assez facilement ; mais il importe de pousser plus loin les investigations théoriques, et d'établir quelles sont les réactions chimiques précédant la prise, qui peuvent être différentes dans l'eau de mer et dans l'eau douce.

L'eau de mer contient en dissolution de la soude, de la magnésie, de la chaux, des acides sulfurique et hydrochlorique, de l'acide carbonique libre en proportion très-variable et quelquefois de l'hydrogène sulfuré.

Les sels de soude et de magnésie peuvent exercer une action chimique sur la chaux libre, mais elle est certainement assez faible ; pour les sels de soude en

raison de l'énergie de la base qui n'est pas aisément déplacée par la chaux; pour les sels de magnésie qui sont au contraire facilement décomposés par la chaux, en raison de la faible proportion de la magnésie contenue dans l'eau de mer.

Les sels de chaux sont évidemment sans action.

Ainsi déjà, pour les sels solides dissous dans l'eau de mer, l'action chimique dans la période qui précède la prise ne peut pas être considérée comme très-importante. Le sel marin produit un retard dans la prise, et c'est là l'action principale.

Il n'en est pas de même de l'acide carbonique. Il est très-rapidement absorbé par la chaux caustique, et peut même, dans le cas d'une prise trop lente, enlever une certaine quantité de chaux à la silice et à l'alumine. Il exerce donc une influence très-grande sur la proportion de chaux libre qui reste dans le mortier ou dans le ciment solidifiés, et pourrait dans certains cas transformer toute la chaux caustique en carbonate, et rendre la prise beaucoup moins stable en décomposant partiellement les combinaisons actives de la chaux.

Il serait donc très-important de déterminer dans les ports de mer, et dans toutes les circonstances qui peuvent se présenter, la proportion de l'acide carbonique libre. Ce travail devrait être fait sur place et conduirait à des résultats très-intéressants; en comparant dans chaque cas spécial les proportions d'acide carbonique, en dissolution dans l'eau de la mer, avec celles dosées dans d'autres localités, dans lesquelles des matériaux hydrauliques analogues à ceux qu'on veut employer ont donné des résultats favorables, en pourrait indiquer d'avance, et presque à coup sûr, la proportion de chaux libre qu'il convient de laisser dans les matériaux au moment de la mise en œuvre.

L'hydrogène sulfuré doit avoir une action analogue à celle de l'acide carbonique, mais elle peut être rendue plus complexe que la présence de l'air; il peut se produire de l'oxysulfure de calcium presque insoluble, ou des composés solubles de la chaux avec un acide oxygéné du soufre. Il en résulte dans les deux cas la saturation d'une partie de la chaux libre. Il paraît certain que l'hydrogène sulfuré ne doit exister en proportion appréciable que dans un petit nombre de localités; mais là où il se présente il est indispensable d'en tenir compte pour déterminer l'excès de chaux qu'il faut introduire dans les mortiers et ciments.

Ainsi dans la première période, celle qui précède la prise, le sel marin doit agir pour retarder l'hydratation; les sels de magnésie, l'hydrogène sulfuré et principalement l'acide carbonique exercent des actions chimiques qui se portent d'abord sur la chaux libre, et influent notablement sur l'excès de chaux qui reste encore au moment de la prise. Ces actions se superposent à l'action dissolvante de l'eau, qui doit être à peu près la même dans l'eau de mer que dans l'eau douce.

On voit d'après cela que si on cherche à employer à la mer des matériaux à prise lente, ne contenant qu'un très-faible excès de chaux, la prise sera difficile et même incomplète, surtout dans les localités où l'eau de mer tient en dissolution une proportion notable d'acide carbonique et d'hydrogène sulfuré. En d'autres termes, il est très-important de choisir les matériaux hydrauliques d'après la quantité d'acide carbonique et d'hydrogène sulfuré que l'eau de mer contient dans les conditions ordinaires.

Seconde période. — Pour étudier les actions chimiques des sels de l'eau de mer sur les matériaux hydrau-

liques ayant fait prise, nous examinerons d'abord un mortier de chaux hydraulique et sable, contenant un assez grand excès de chaux au moment de l'immersion.

Le mortier solidifié, nécessairement un peu poreux, contient :

Le silicate et l'aluminate de chaux hydraté, qui ont déterminé la prise en se contractant plus ou moins;

Le sable. dont la proportion est très-forte;

Le carbonate de chaux formé par l'acide carbonique de l'air et de l'eau de mer avant la prise, et qui est par suite une matière inerte;

La chaux hydratée, qui n'a pas encore été dissoute, ni transformée par les actions de la première période.

Cette chaux se trouve en partie expulsée, en partie transportée vers la surface par la contraction qui accompagne la prise, et c'est là un phénomène qui peut être extrêmement utile, si l'on parvient à limiter convenablement la contraction et à éviter une trop grande porosité. En effet, la chaux hydratée à la surface ou vers la surface sera la première à se combiner avec l'acide carbonique de l'eau de mer. Cette combinaison ne donne pas lieu à un gonflement et tend à boucher les pores extérieurs en les remplissant par un corps insoluble.

Les expériences pratiques, qu'il est nécessaire de faire pour les différentes chaux hydrauliques et dans chaque localité spéciale, doivent donc avoir pour but principal de déterminer la proportion de sable, la proportion de chaux libre, le mode de préparation et de mise en œuvre qui laissent à l'action précédemment indiquée la valeur la plus convenable.

Ces expériences sont complexes et délicates, mais leur importance est bien évidente, puisqu'on peut arriver à produire, à l'aide de la chaux hydratée encore

en excès et par l'action souvent assez rapide de l'acide carbonique de l'eau, une couche presque imperméable qui empêche l'eau de mer de se renouveler facilement dans l'intérieur des mortiers, et que par-là on évite presque complétement les actions ultérieures.

Les expériences doivent être faites pour toutes les chaux qu'on veut ou qu'on peut employer, et dans chaque localité, d'abord parce que la rapidité de la prise, l'énergie de la contraction, variables avec les différents matériaux, influent sur la proportion de chaux hydratée qui reste au moment de la prise et qui peut être portée vers la surface, ensuite parce que la proportion d'acide carbonique est différente dans les diverses localités.

Les expériences ne peuvent pas être concluantes dans les cuves, parce qu'on ne peut pas réaliser de cette manière l'agitation et tous les mouvements de la mer libre, qui ont certainement la plus grande influence sur toutes les actions chimiques et mécaniques, tant avant qu'après la solidification. Il faut nécessairement installer les essais en mer libre, en se rapprochant autant que possible des conditions dans lesquelles ces mortiers seront employés.

Examinons maintenant les actions chimiques qui suivent la prise dans les deux cas où : 1° on ne parvient pas à rendre les mortiers suffisamment imperméables par le carbonate de chaux produit; 2° la chaux hydratée est en trop grand excès relativement à l'acide carbonique contenu dans l'eau de mer.

Premier cas. — L'eau de la mer se renouvelant avec plus ou moins de facilité dans l'intérieur du mortier agira sur la chaux encore libre et la dissoudra progressivement, soit à l'état d'hydrate, soit à l'état de sels de chaux, en déposant une petite proportion de

magnésie, laquelle restera très-probablement à l'état pulvérulent, et ne pourra par suite contribuer en rien à la solidité de la construction.

Cette première action, plus ou moins lente, rendra le mortier de plus en plus poreux, et par conséquent deviendra de plus en plus énergique. Si donc la construction n'est pas préservée par un dépôt de coquilles, par la croissance d'herbes marines, par la vase, etc., les actions chimiques de l'eau et des sels de magnésie, après avoir épuisé la presque totalité de la chaux libre, se porteront sur le silicate et l'aluminate de chaux. L'eau seule tendrait à enlever lentement la chaux à l'aluminate d'abord et ensuite au silicate; elle pourrait donc produire au bout d'un temps très-long la désagrégation du mortier.

L'action des sels de magnésie est plus rapide et peut devenir plus dangereuse : en effet, elle tend à donner par double décomposition de l'aluminate de magnésie et du sulfate de chaux; tant que ce dernier peut se dissoudre à mesure qu'il est produit : le danger n'est pas grand, parce que l'aluminate de magnésie peut remplacer jusqu'à un certain point celui de chaux, et ne causer qu'une diminution momentanée dans la solidité. Si, au contraire, l'aluminate est irrégulièrement disséminé et concentré dans certaines parties, la double décomposition précédente peut être accompagnée de la cristallisation du sulfate de chaux, et par suite d'un gonflement.

Nous ne pouvons pas avancer que le silicate de chaux soit décomposé par les sels de magnésie, attendu que la plus grande affinité de la silice pour la magnésie et de l'acide sulfurique pour la chaux seraient les raisons prédominantes de cette double décomposition; pour la silice l'affinité pour la magnésie n'est pas

aussi prépondérante que celle de l'alumine. Il en résulterait que l'action très-nuisible des sels de magnésie doit s'exercer principalement sur les chaux hydrauliques contenant beaucoup d'alumine, et qu'elle doit être bien moindre, peut-être même nulle, pour les chaux exclusivement siliceuses.

L'acide carbonique agit de même d'abord sur la chaux libre, ensuite sur l'aluminate et enfin sur le silicate. Il produit seulement du carbonate de chaux, mais ce composé étant pulvérulent ne peut remplacer la solidité détruite par sa formation. Ainsi l'acide carbonique produit infailliblement la désagrégation, si toutefois le mortier est assez poreux pour que l'eau de mer se renouvelle facilement. L'hydrogène sulfuré agit de même et son action est encore plus nuisible, parce qu'il se produit irrégulièrement dans la mer et qu'il peut dans certains cas donner lieu, par l'accès momentané ou périodique de l'air atmosphérique, à du sulfate de chaux cristallisé, et par suite à un gonflement ou un soulèvement d'écailles successives.

Second cas. — La chaux étant en excès relativement à la proportion d'acide carbonique contenue dans l'eau de mer, le mortier solidifié contiendra sur ses surfaces de la chaux libre; une partie sera lentement carbonatée, mais une autre partie sera dissoute, et par conséquent le mortier deviendra progressivement poreux. L'eau de mer pourra donc se faire jour peu à peu vers l'intérieur du mortier, et alors auront lieu les actions analysées précédemment.

Nous en tirons la conséquence suivante :

Les mortiers composés de chaux hydraulique et sable ne peuvent donner de bons résultats que dans le cas où les précautions adoptées dans leur préparation et mise en œuvre les rendent presque imperméables

après la prise. Parmi ces précautions, les unes sont essentiellement pratiques, les autres, au contraire, sont relatives à la composition de la chaux employée et à la proportion d'acide carbonique et d'hydrogène sulfurique que renferme l'eau de la mer. La chaux peut et doit être en excès d'autant plus grand que l'acide carbonique et l'hydrogène sulfuré sont plus abondants. On ne peut arriver à la détermination de l'excès de chaux libre le plus convenable dans un cas spécial que par comparaison avec d'autres cas bien observés, dans lesquels les mortiers sont reconnus solides.

L'action des sels de magnésie de l'eau de mer peut être très-nuisible, et elle s'exerce principalement sur les mortiers faits avec des chaux alumineuses. Leur action doit être presque nulle sur les mortiers faits avec des chaux siliceuses.

La grande différence entre l'emploi des mortiers dans l'eau de mer et dans l'eau douce résulte de causes très-nombreuses : d'abord des mouvements plus violents et de variations périodiques rapides dans la pression dues aux vagues et à la marée; ensuite et peut-être principalement d'actions chimiques plus complexes et plus énergiques, dont jusqu'à présent on n'a pas cherché à rendre compte. L'action des sels de magnésie est certainement fort grande, mais ce n'est pas la plus importante, parce qu'elle est de même ordre que celle de l'eau seule, et qu'on pourrait l'annuler en adoptant partout les précautions qui auraient donné de bons résultats dans une localité.

Les actions les plus dangereuses sont celles qui sont variables d'un port à l'autre et qui ont un temps bien plus long pour s'exercer, en raison du retard que le chlorure de sodium apporte à la prise : ce sont celles

de l'acide carbonique et de l'hydrogène sulfuré, dont la proportion est très-variable et qui exigent pour une prise définitive et stable un excès de chaux proportionnel à leur quantité. C'est là le véritable problème de l'emploi des mortiers à la mer.

Les ciments contenant un faible excès de chaux se comportent un peu différemment, mais sont sujets aux mêmes actions chimiques de l'eau, de l'acide carbonique, de l'hydrogène sulfuré et des sels de magnésie. Ciments.

Pendant le temps généralement assez court qui précède la prise, une faible partie de la chaux libre est enlevée; au moment de la prise, la contraction est plus ou moins forte, suivant que le sable est en moindre ou plus grande proportion. Elle force la chaux à se porter vers la surface, où l'acide carbonique de l'eau de mer la transforme assez rapidement en carbonate.

Il est donc bien plus facile d'obtenir avec des ciments des constructions à peu près imperméables, pour lesquelles par suite les actions chimiques sont à peu près nulles. Les précautions indispensables dans la préparation et dans l'emploi ont pour but d'obtenir pendant la prise une contraction assez grande pour que la texture du ciment soit suffisamment serrée.

Dans le cas d'un ciment perméable, les actions des sels de magnésie, de l'acide carbonique et de l'hydrogène sulfuré devraient être plus énergiques que pour les mortiers, parce qu'elles se portent presque immédiatement sur les composés actifs de la chaux.

Ces considérations doivent être ajoutées à celles que nous avons précédemment indiquées en tenant compte seulement de l'action de l'eau, et qui sont applicables aux constructions en eau douce comme à celles faites à la mer.

§ V. — Discussion des résultats obtenus dans les analyses des calcaires, des chaux hydrauliques, des ciments, des mortiers et des pouzzolanes.

Nous allons maintenant discuter les résultats analytiques consignés dans les tableaux A, B, C, D, E.

TABLEAU A. *Calcaires à chaux hydrauliques.* — La première partie du tableau contient les analyses de nombreux échantillons de calcaires du Theil.

Les différents bancs contiennent, en mélange intime avec le calcaire, une assez forte proportion de sable quartzeux à grains fins, et une très-faible quantité d'argile; l'alumine doit se trouver dans les chaux hydrauliques du Theil en proportion négligeable; et par suite les produits de la cuisson de ces calcaires doivent être considérés comme des chaux siliceuses.

Le mélange de sable n'est pas homogène dans tous les bancs : pour la carrière Alignole les bancs supérieurs et moyens présentent de grandes variations pour les échantillons pris au nord et au sud, tandis que les bancs inférieurs semblent plus homogènes.

La proportion de sable est comprise entre 10 et 17 p. 100 de calcaire, et par conséquent les propriétés hydrauliques obtenues doivent être très-différentes. Il est donc très-important de savoir de quel banc et de quelle carrière proviennent les calcaires du Theil, dont les chaux sont employées dans les travaux à la mer. Il est bien difficile de connaître avec certitude quels sont les bancs qui donnent les chaux les plus estimées; il semble résulter des informations que nous avons prises que ce sont précisément les plus homogènes et ceux qui contiennent le sable le plus fin, bien que ne renfermant pas la plus forte proportion de sable. Ce résultat pratique serait très-facile à expliquer au point

de vue théorique, mais nous ne sommes pas assez certains de la réputation acquise à certains bancs pour insister davantage sur ce sujet.

Les calcaires de Fécamp, dont les analyses sont rapportées dans la seconde partie du même tableau, ont été pris par M. Chatoney dans des bancs successifs, dont plusieurs pourraient être facilement exploités. Ils contiennent un mélange suffisamment intime de l'argile et très-peu de sable : à cet égard ils diffèrent beaucoup des calcaires du Theil qui ne contiennent que très-peu d'argile.

Les bancs nos 1, 2 et 3 contiennent une proportion d'argile et sable beaucoup trop faible pour produire des chaux hydrauliques. On pourrait aisément les utiliser pour la fabrication de chaux artificielles, tout à fait analogues à celles du Theil, en faisant un mélange intime de ces calcaires avec 10 à 12 p. 100 de silex bien porphyrisé, façonnant le mélange en briquettes, et soumettant à la cuisson ordinaire.

Nous avons commencé des expériences dans le but de vérifier par la pratique cette indication de la théorie ; les résultats seront consignés dans la seconde partie de notre Mémoire.

Les bancs nos 4, 5, 6 et 7, ne pourront pas non plus donner seuls des chaux hydrauliques d'une grande énergie, même en supposant qu'ils soient bien homogènes. Ils contiennent trop d'argile pour qu'on puisse obtenir des chaux artificielles analogues à celles du Theil ; mais ils peuvent être employés très-utilement pour la fabrication de ciments artificiels pareils à ceux de Portland. On pourra obtenir ce résultat en mélangeant bien intimement ces calcaires avec 12 à 15 p. 100 d'argile, ou en faisant un mélange intime de 1 partie de ces calcaires avec 1 partie 1/2 des calcaires nos 9 et 10. Dans les deux

cas il faudra pousser la cuisson jusqu'au point de ramollir les angles des briquettes.

On obtiendra certainement aussi de très-bonnes chaux hydrauliques artificielles en mélangeant les calcaires avec 10 à 12 p. 100 de silex porphyrisé, et soumettant le mélange à une cuisson modérée.

Le banc n° 8 pourra donner de la chaux hydraulique naturelle peu énergique; mais on augmentera certainement beaucoup son énergie en mélangeant intimement avec le calcaire 5 à 8 p. 100 de silex porphyrisé, suivant la nature des matériaux, ou bien encore en employant avec la chaux, directement obtenue du calcaire, du sable un peu argileux.

Dans tous ces modes d'emploi il faudra tenir compte de l'hétérogénéité possible du banc, et vérifier par des analyses plus nombreuses que la proportion de sable et d'argile reste sensiblement constante dans les diverses parties de la couche.

Dans le cas où cette proportion serait trouvée variable, il serait nécessaire d'obtenir l'homogénéité par une pulvérisation, et on aurait tout avantage à faire alors le mélange avec 5 à 8 p. 100 de silex porphyrisé.

Les bancs n°s 9 et 10 contiennent une proportion de sable et d'argile assez forte pour qu'on puisse espérer des ciments par une cuisson convenablement ménagée. Il ne faut cependant pas se hâter de se prononcer à cet égard, parce que les qualités des produits obtenus par la cuisson dépendent principalement de l'intimité et de l'homogénéité du mélange, du calcaire, de l'argile et du sable. Ces deux conditions ne seront démontrées que par l'examen d'un grand nombre d'échantillons, et quand on aura déjà exploité une certaine étendue des bancs.

Nous avons insisté sur les diverses manières de tirer

parti des calcaires de Fécamp, parce que cette question est maintenant d'une grande importance pour les travaux qui doivent être exécutés au Havre. Les falaises qui s'étendent sur toute la côte contiennent tous les matériaux nécessaires à la confection des mortiers hydrauliques et des ciments; l'argile, le silex, les bancs calcaires déjà mélangés avec des proportions très-différentes de sable fin et d'argile.

Il reste encore à faire :

Une exploration méthodique de tous les points de la côte, dans le but de déterminer l'emplacement le plus convenable à une grande exploitation;

Le choix d'un grand nombre d'échantillons représentant la composition de tous les bancs exploitables; leurs analyses indiqueront ceux qu'il conviendra d'employer de préférence, et les mélanges qu'il sera nécessaire de faire avant cuisson.

Il faudra ensuite construire à proximité des travaux l'établissement dans lequel le silex et le calcaire seront porphyrisés et mélangés bien intimement. Ces deux opérations exigeront des appareils spéciaux, bien installés. Aucune dépense, aucune précaution ne devront être négligées pour arriver au but, intimité et homogénéité parfaites des mélanges avant la cuisson; car la bonne qualité des produits en dépend, sinon d'une manière exclusive, au moins en très-grande partie. La cuisson exigera les fours dont on se sert habituellement; elle devra être faite à température modérée pour les chaux hydrauliques et pour les ciments à prise rapide; et à température élevée pour les ciments analogues à ceux de Portland.

Sans aucun doute un aussi grand établissement demandera de grandes dépenses, et le prix des chaux et ciments sera fort élevé dans le commencement; mais

nous répétons que l'économie ne consiste pas à employer des matériaux dont le mètre cube soit à bas prix, mais bien des matériaux qui soient certainement d'une qualité bonne et constante, les seuls qui puissent donner des constructions durables.

Il est d'ailleurs permis d'espérer, en présence des travaux considérables en cours d'exécution ou projetés dans les ports de la Manche, que l'État, actuellement tributaire de l'industrie privée française et étrangère, trouvera une économie réelle dans ces dépenses, par la création d'un pareil établissement.

Les analyses de dix échantillons des marnes de Vitry-le-Français indiquent une forte proportion d'argile intimement mélangée, et facilement attaquable par les agents de la voie humide. Elles font connaître en même temps que les différentes parties du gisement n'ont pas la même composition, et par suite qu'il faudra prendre, dans l'exploitation et dans l'emploi, de grandes précautions pour obtenir des produits homogènes.

L'expérience a déjà démontré que les ciments de Vitry-le-Français sont à prise très-rapide, mais ils n'ont pas encore été employés, à notre connaissance du moins, dans les constructions à la mer. Ils sont utilisés avec un grand succès pour les sculptures d'ornements faites par moulage.

Chaux hydrauliques.

TABLEAU B. *Des chaux et des ciments.* — Nous avons pris pour exemples des chaux hydrauliques celles qui proviennent de la cuisson des calcaires du Theil et des calcaires de Graville. Les premiers ne contiennent qu'une proportion extrêmement faible d'alumine; dans les autres, au contraire, l'alumine est en quantité faible mais comparable à celle de la silice.

Les échantillons de chaux du Theil nos 1, 2, 3, 4, représentent les produits de la cuisson exposés pen-

dant un certain temps à l'air. Ce fait est mis hors de doute par la notable proportion d'eau qu'ils renferment et qui certainement ne devait pas s'y trouver au moment de la sortie du four ; il est par suite incertain que l'acide carbonique indiqué par l'analyse provienne d'une cuisson imparfaite ; il peut avoir été absorbé au moins en partie à l'atmosphère. Cependant l'échantillon n° 1, qui représente les grappiers pulvérisés, contient une proportion d'acide carbonique beaucoup plus forte que celle des trois autres, pour lesquels la quantité d'eau est à peu près la même.

Cette observation nous donne le droit de conclure que les grappiers doivent leurs propriétés à une cuisson moins avancée, mais poussée assez loin pour faire agir assez complétement sur la chaux le sable quartzeux. Les grappiers ont donc l'avantage notable de contenir autant de silicates de chaux et moins de chaux libre que les parties les mieux chauffées. Nous pourrions même indiquer que le silicate de chaux des grappiers doit se combiner plus facilement avec l'eau, en raison de la température moins élevée à laquelle il a été soumis. En poursuivant cette opinion, nous sommes amenés à penser que les grappiers devraient être employés seuls, et qu'ils ne devraient pas être mélangés avec les chaux plus cuites. Le mélange doit en effet contenir des silicates de chaux, inégalement chauffés, et qui possèdent des tendances différentes à se combiner avec l'eau. On peut craindre que ces différences donnent lieu à des irrégularités dans la prise, et que la solidité des mortiers n'en soit influencée d'une manière fâcheuse (1).

---

(1) On a beaucoup parlé, dans ces derniers temps, des propriétés hydrauliques du sous-carbonate de chaux ; on a cité quelques exemples de constructions à la mer, résistant parfai-

Ces irrégularités peuvent, du reste, disparaître complétement en raison de la prise très-lente des mortiers faits avec la chaux du Theil, et l'observation qui précède peut être considérée comme une simple recommandation de prudence.

---

tement depuis plusieurs années, faites avec des chaux imparfaitement cuites et renfermant encore beaucoup d'acide carbonique. La prise a été attribuée à l'hydratation d'un sous-carbonate de chaux, dont l'existence n'est pas même soupçonnée en chimie scientifique. Nous ne connaissons aucun fait bien établi qui puisse nous faire admettre l'existence d'un pareil composé, et nous pensons que la solidification des mortiers dont il est question peut être aisément expliquée par les considérations suivantes :

Les calcaires employés pouvaient contenir une faible proportion de sable très-fin ou d'argile; par une cuisson imparfaite la chaux n'a perdu qu'une partie de son acide carbonique, mais s'est combinée avec la silice et l'alumine, dont la présence a été la principale cause de la décomposition du carbonate. La chaux contenait donc : silicate et aluminate de chaux, chaux caustique en faible proportion et carbonate de chaux.

La cuisson imparfaite était une condition impérieuse de la propriété hydraulique, puisqu'en laissant une grande partie de la chaux combinée avec l'acide carbonique, on ramenait la proportion de chaux caustique dans un rapport convenable avec celle très-faible de silicate et d'aluminate.

La chaux dont il est question correspondait par suite à un mélange de matières inertes avec une chaux notablement hydraulique. La prise pouvait encore avoir lieu dans des conditions favorables.

Cette explication ne pourrait être renversée que par l'analyse exacte des chaux sous-carbonatées démontrant l'absence totale de la silice, et même, dans ce cas, on ne serait pas encore en droit de présenter, comme bien constatées, les propriétés hydrauliques du sous-carbonate de chaux, avant d'avoir prouvé par l'analyse que les mortiers ne contenaient pas d'argile, de silicate, de silex sur lesquels la chaux libre put agir par voie humide. En présence de ces substances, en faible proportion dans le sable employé et se comportant comme pouzzolane, la cuisson imparfaite d'un calcaire peut être une condition indispensable de réussite.

Dans les échantillons n° 1, n° 2, n° 3, qui sont de bonne qualité et représentent assez bien les matériaux employés avec succès à Marseille, à Alger, et dans d'autres ports de la Méditerranée, l'alumine est en proportion négligeable, et la propriété hydraulique ne peut être attribuée qu'au silicate de chaux. La silice est à peu près le tiers en poids de la chaux, et par conséquent les produits de la cuisson des calcaires du Theil doivent contenir un mélange de silicate de chaux, susceptible de s'hydrater, avec un excès de chaux caustique, excès qui pourrait être nuisible dans des eaux peu chargées d'acide carbonique.

L'échantillon n° 4, envoyé du Theil au Havre pour servir à des expériences, contient une proportion de silice notablement moindre que celle des n°s 1, 2, 3, et ne provient évidemment pas des mêmes bancs calcaires. L'énorme excès de chaux libre qu'il renferme, mélangé avec le silicate de chaux actif, a dû exercer une fâcheuse influence sur la réussite des mortiers d'essai, influence d'autant plus nuisible que les eaux de la Manche, contenant moins d'acide carbonique que les eaux de la Méditerranée à Marseille, exigent des chaux hydrauliques renfermant une proportion de chaux caustique beaucoup moins forte.

Les analyses des chaux de Graville, près le Havre, se rapportent aux deux bancs principaux susceptibles d'être exploités. Le banc n° 1 donne de la chaux qui se rapproche beaucoup de celle du Theil, avec la différence qu'une certaine proportion d'aluminate remplace la silicate de chaux; le banc n° 2 ne contient pas une quantité d'argile assez forte pour que les produits de la cuisson soient employés seuls dans la préparation des mortiers hydrauliques. La comparaison des analyses (6) et (7), relatives à la cuisson ordinaire et à la cuis-

son prolongée du calcaire du banc n° 2, porte à penser que la température n'a pas besoin d'être fort élevée pour que l'alumine et la silice puissent se combiner avec la chaux. Dans la cuisson ordinaire le sable en gros grains reste seul à l'état inerte.

Les conséquences de cette observation sont assez importantes, non pas pour la chaux du banc n° 2, mais pour celle du banc n° 1; cette dernière possède une énergie hydraulique bien suffisante, mais elle ne donne de bons mortiers que si elle est mélangée avec du sable contenant une certaine proportion d'argile : une partie de la chaux libre peut alors agir sur la silice et l'alumine de l'argile, et produire par voie humide du silicate et de l'aluminate de chaux, dont la prise peut avoir lieu en même temps que celle des composés analogues, mais formés par voie sèche, existant dans la chaux. L'argile dans le sable a donc pour résultat de saturer une partie de la chaux à l'état caustique. L'effet produit augmente encore l'énergie hydraulique du mortier, et par suite il ne reste plus aux ingénieurs chargés des constructions qu'à chercher les conditions pratiques les plus convenables, c'est-à-dire la proportion d'argile qui doit exister dans le sable, et les précautions indispensables dans la préparation et l'emploi des mortiers.

Ces précautions sont principalement relatives à l'homogénéité dans la prise, et sont assez simples. On peut cependant simplifier encore l'emploi de la chaux du banc n° 1, en conduisant lentement la cuisson du calcaire à une température assez basse pour qu'il reste encore une certaine proportion de chaux à l'état de carbonate. Par ce moyen on rendra plus faible l'excès de chaux nuisible, et l'on accélérera la prise; le mortier contiendra moins de composés susceptibles d'hydratation, et concourant à la solidité; mais les reactions étant

plus simples, le produit définitif aura plus de stabilité, et les constructions seront probablement plus durables encore que celles obtenues par le mélange du sable argileux avec la chaux complétement cuite.

La seconde partie du tableau B contient les analyses des ciments artificiels de Portland White and brothers, et celles des ciments naturels à prise rapide de Vitry-le-Français. Ciments.

Les ciments de Portland sont soumis à une cuisson prolongée, à une température assez élevée pour ramollir les angles des briquettes, souvent même pour vitrifier complétement certaines parties. Ils sont apportés en France pulvérisés, mais non pas réduits en poudre très-fine; on distingue aisément dans la partie la plus grossière les grains provenant des angles vitrifiés; on les sépare par un tamisage, et l'on emploie séparément la poudre très-fine et les sables; ces derniers soumis à une nouvelle pulvérisation. D'autres fois cependant on se sert de la poudre telle qu'elle est importée d'Angleterre.

Les analyses que nous avons faites ne mettent pas en évidence la différence qui doit exister entre les parties vitrifiées et celles qui ont été moins fortement chauffées; les premières doivent contenir une certaine proportion de l'alumine et de l'oxyde de fer combinée avec la silice, tandis que les mortiers doivent renfermer la chaux combinée séparément (au moins pour la plus grande partie) avec la silice et avec l'alumine.

Les analyses des trois échantillons, ciment non tamisé, ciment tamisé, partie vitrifiée pulvérisée, ont donné presque les mêmes résultats pour les dosages, excepté pour l'oxyde de fer. Pour ce dernier les résultats ne sont pas en accord parfait, ce qui semble indiquer que les ciments de Portland ne sont pas très-homo-

gènes; heureusement la discordance signalée par les analyses ne porte que sur l'oxyde de fer, qui doit être considéré comme à peu près inerte dans les réactions qui déterminent la prise.

L'acide carbonique est complétement expulsé par la cuisson, comme on devait bien le prévoir, et la proportion d'eau indiquée par les analyses est assez faible pour que nous puissions considérer les échantillons comme parfaitement conservés.

Ils ne renferment pas de sable ou d'argile inattaquable par les agents de la voie humide, d'où nous pouvons conclure que la préparation et la cuisson ont été faites avec les soins convenables.

La proportion de chaux soluble dans l'eau est assez forte pour les trois échantillons, mais un peu plus grande pour le ciment tamisé; nous avons précédemment fait observer que la chaux, indiquée par l'analyse comme étant soluble dans l'eau, ne représente pas d'une manière bien certaine la chaux existant à l'état caustique dans le ciment. Nous avons signalé deux causes d'incertitude : 1° Il est possible que l'eau employée en grand excès enlève une partie de la chaux combinée avec l'alumine et même avec la silice; cette proportion serait plus grande pour le ciment tamisé qui contient plus d'alumine combiné avec la chaux; 2° Il est à craindre que l'eau n'enlève pas toute la chaux existant à l'état caustique, en raison de l'accès inévitable de l'air atmosphérique dans la fiole contenant le ciment et l'eau, d'où résulte la transformation partielle en carbonate de chaux insoluble de la chaux déjà dissoute; en raison également de la force d'adhérence bien connue de la chaux sur les corps poreux.

Cette incertitude s'ajoute à celle dans laquelle on est nécessairement au sujet de l'oxyde de fer, qui ne

peut être considéré comme entièrement à l'état inerte que dans le ciment tamisé. Par conséquent, on ne peut considérer que comme une approximation la quantité de chaux portée au tableau de l'analyse comme combinée avec la silice et avec l'alumine.

En tenant compte de ces considérations, nous pensons que les résultats numériques obtenus indiquent avec assez de netteté que les combinaisons de la chaux avec la silice et avec l'alumine s'éloignent fort peu de celles représentées par les formules



$$SiO^3 + 3CaO, \quad Al^2O^3 + 3CaO,$$

l'aluminate et le silicate étant combinés partiellement ensemble et avec une certaine proportion d'oxyde de fer, dans les parties vitrifiées.

Les ciments de Portland diffèrent beaucoup des chaux du Theil : par la proportion de chaux libre, qui est bien moindre; par la présence de l'aluminate de chaux et celle du composé de silice, alumine, chaux et oxyde de fer, dans les parties les plus fortement chauffées.

Les parties vitrifiées employées à l'état de gros sable peuvent cependant devenir une cause de décomposition.

L'eau et le petit excès de chaux libre doivent agir avec une très-grande lenteur, et la transformation en silicate et en aluminate de chaux hydratés ne doit avoir lieu que postérieurement à la prise. Le danger ne saurait être grand dans le cas ordinaire d'une faible proportion des parties vitrifiées, et d'une certaine porosité des mortiers après leur solidification. Cependant il nous paraît prudent de séparer les grains vitrifiés par un tamisage et de ne les employer qu'après une pulvérisation complète.

Dans une expérience récemment faite au Havre par l'emploi du ciment de Portland très-liquide, nous avons pu constater la présence des grains vitrifiés encore entiers plusieurs mois après la prise des mortiers.

Ciments à prise rapide.

Les quatre échantillons analysés des ciments de Vitry-le-Français ont fait prise dans l'eau douce et n'ont pas été immergés : ils représentent donc l'état spécial des ciments vifs au moment de la prise, avant toutes les actions chimiques que peut déterminer le contact prolongé de l'eau de mer.

Ils contiennent tous une notable proportion de carbonate de chaux, dont la présence ne peut être suffisamment expliquée par l'absorption de l'acide carbonique de l'air et de l'eau; nous pensons qu'on doit l'attribuer principalement à une cuisson peu prolongée faite à basse température.

Le traitement par l'eau en grand excès leur enlève une certaine proportion de chaux; mais nous pourrions à ce sujet présenter les mêmes considérations que pour les ciments de Portland, et nous ne pouvons pas affirmer que la chaux soluble dans l'eau est réellement à l'état caustique dans les ciments; elle provient plus probablement de la décomposition par l'eau (dans l'analyse) d'une partie de l'aluminate de chaux.

En retranchant de la chaux totale celle qui doit être combinée à l'acide carbonique, et celle qui est soluble dans l'eau, on obtient la proportion de chaux qui est certainement combinée avec l'alumine et la silice. Elle est beaucoup moins forte que dans les ciments de Portland, et ne suffirait pas pour saturer en même temps la silice et l'alumine se comportant toutes deux comme acides.

Il est d'ailleurs très-probable, d'après les propriétés

connues de la silice, de l'alumine et de la chaux, que pendant la cuisson des calcaires mélangés avec une très-forte proportion d'argile, la chaux ne doit que déplacer en grande partie l'alumine si la température est peu élevée, ou bien produire du silicate d'alumine et de chaux dans le cas d'une plus forte cuisson.

Il en résulterait que les ciments de Vitry-le-Français doivent contenir principalement :

Du silicate de chaux et une combinaison peu définie de l'alumine avec la chaux, ce qui revient à faire considérer l'alumine comme étant inerte en grande partie dans le cas d'une cuisson modérée;

Du silicate de chaux et du silicate d'alumine et de chaux, ce dernier susceptible d'être transformé partiellement par l'eau en silicate de chaux hydraté et en alumine inerte, dans le cas d'une cuisson faite à une température plus élevée.

Les nombres obtenus dans les analyses sont bien d'accord avec ces indications théoriques et nous portent à penser que les deux composés stables, le silicate de chaux et le silicate d'alumine et de chaux, renferment à peu près la même quantité d'oxygène dans la silice et dans les bases.

Le ciment vif *e* (du désert) contient principalement du silicate de chaux



$$SiO^3 + 3CaO + 6Ho,$$

plus de l'alumine presque inerte, en partie hydratée, tandis que le ciment brûlé *g* doit renfermer presque toute l'alumine à l'état de silicate, combiné avec une proportion d'eau relativement moindre que pour les deux précédents.

Les ciments *f* et *h* ne renferment qu'une partie de l'alumine combiné avec la silice, et servent pour ainsi

dire d'intermédiaires entre les deux que nous avons considérés d'abord.

D'après ces indications théoriques, le ciment *e* est celui qui donnera les meilleurs résultats dans les constructions à la mer, car c'est le seul qui puisse faire prise par une réaction unique. Il faudra de grandes précautions et des expériences peut-être assez nombreuses pour déterminer le mode de préparation qui peut éviter la porosité. C'est là une condition indispensable de son emploi, puisque l'absence de chaux libre ne peut pas faire espérer la formation de l'enveloppe protectrice de carbonate de chaux. Il faudra donc, ou bien éviter entièrement la porosité dans l'emploi, ou bien disposer les constructions de manière à ce qu'elles soient rapidement protégées par un dépôt de coquilles, d'herbes marines ou de vase.

Le ciment brûlé *g* contient presque exclusivement du silicate de chaux et d'alumine hydraté, de composition simple



$$SiO^3 + (Alum. + Chaux)^3 + 3Ho,$$

dans lequel les deux bases contiennent ensemble autant d'oxygène que la silice, composé insoluble et résistant peut-être aussi bien à l'action ultérieure de l'eau que le silicate de chaux; il pourra donc donner de bons résultats, employé dans les mêmes conditions que le ciment *e*. Les deux autres sont assez complexes pour qu'on ne puisse pas espérer la prise simultanée des composés qu'ils renferment; il sera donc prudent de les réserver pour les constructions à l'air, en essayant les deux premiers seulement dans les travaux à la mer.

Les ciments de Vitry-le-Français donneraient certainement de meilleurs résultats pour la plupart des constructions faites sous l'eau, si on les mélangeait

préalablement avec une certaine proportion de chaux hydratée, en laissant les matières intimement mélangées en contact suffisamment prolongé pour que la chaux pût agir sur le silicate d'alumine et de chaux, et sur l'alumine à peu près inerte. On transformerait par cette action préalable tous les composés chimiques, existant dans les ciments, en silicate et en aluminate de chaux; on introduirait un petit excès de chaux libre, nécessaire pour le gâchage, nécessaire aussi pour la préservation ultérieure par formation de carbonate de chaux vers la surface. On rendrait par ce moyen la prise plus lente, l'emploi plus commode, la stabilité plus certaine après la prise.

Les proportions de chaux qui nous paraissent les plus convenables sont les suivantes :

Pour le ciment	*e*	(non hydraté),	10 p. 100	de chaux hydratée.
—	*f*	—	18	—
—	*g*	—	14	—
—	*h*	—	26	—

Le temps nécessaire au contact précédant l'emploi ne pourra être indiqué que par des expériences spéciales; on peut seulement prévoir que cette digestion préalable exigera plusieurs semaines; on aura à lutter contre une difficulté pratique : maintenir les matières mélangées dans un état d'humidité tel que les réactions chimiques puissent avoir lieu, en évitant l'excès d'eau qui déterminerait une prise partielle. L'excès d'eau aurait pour inconvénient d'exiger une nouvelle cuisson avant l'emploi dans les constructions; il ne serait nuisible qu'au point de vue économique.

Tableau C. — *Blocs artificiels de Marseille.* — Nous avons soumis à l'analyse quatorze fragments détachés des blocs artificiels immergés depuis plusieurs années à Marseille, et qui tous sont encore dans un état de par-

faite conservation. Les bétons ont été faits avec des cailloutis et du mortier composé de sable et de chaux du Theil; l'immersion des blocs a suivi d'assez près leur préparation, et par conséquent l'acide carbonique de l'air n'a pas influé notablement sur la proportion de chaux en excès que renferment les chaux du Theil. Le sable employé dans la préparation du mortier contient une certaine proportion de carbonate de chaux; sa présence nous empêche de tirer aucune conclusion du dosage de l'acide carbonique dans les échantillons proposés. Il est impossible de vérifier l'indication théorique et pratique en même temps, que nous avons exposée précédemment, que les mortiers devaient contenir une proportion bien plus forte de carbonate de chaux vers leur surface.

Pour les analyser, nous avons séparé les cailloux et les gros sables, afin d'obtenir des résultats plus nets pour la composition des mortiers eux-mêmes. Cependant la proportion de gros sable séparée a été assez faible pour que les nombres consignés dans le tableau C puissent se rapporter sans grande erreur aux mortiers, tels qu'ils subsistent maintenant après plusieurs années d'immersion.

La composition des mortiers est assez simple et les causes d'erreur dans les dosages ou d'incertitude dans l'interprétation des résultats sont assez peu nombreuses. Les deux principales sont celles que nous avons déjà signalées plusieurs fois; elles sont relatives à la détermination de l'eau hygrométrique et de la chaux soluble dans l'eau. Pour la chaux libre, on peut prévoir que les nombres indiqués par les analyses sont trop faibles.

L'erreur dans le dosage de la chaux libre répond à une erreur de signe contraire pour la chaux combinée avec la silice, et par suite il est probable que l'hydro-

silicate contient réellement un peu moins de chaux que n'en indiquent les analyses.

L'eau hygrométrique est difficile à doser exactement, et nous ne pouvons pas affirmer que la dessiccation prolongée, à la température de 110 degrés environ, n'a pas enlevé un peu d'eau combinée. Il y a donc un peu d'incertitude sur la proportion d'eau contenue dans l'hydrosilicate et nous pensons que les nombres portés au tableau C sont un peu trop faibles.

L'alumine, l'oxyde de fer et la magnésie sont en proportion beaucoup trop faible pour influer sur la prise et sur la stabilité des mortiers. L'hydrosilicate est certainement la seule substance active, et la moyenne des quatorze analyses doit donner sa composition avec une très-grande approximation.

Cette composition est extrêmement simple et se rapproche tellement de celle indiquée par la formule



$$SiO^2 + 3CaO + 6HO \ (1),$$

qu'il est impossible de douter de l'existence de ce composé très-nettement défini.

L'hydrosilicate ne forme que 25 p. 100 du mortier total, et doit par conséquent avoir une très-grande solidité, puisque les mortiers ont parfaitement résisté à la mer pendant plusieurs années.

Ces résultats nous paraissent avoir une très-grande importance; ils prouvent que l'alumine, l'oxyde de fer, la magnésie ne sont nullement indispensables pour la prise et pour la bonne résistance des mortiers. Ils dé-

(1) Cette formule traduite en centièmes donne :

Silice	24,68
Chaux	46,92
Eau	28,40
	100,00

montrent la possibilité de produire artificiellement de très-bonnes chaux hydrauliques, en soumettant à la cuisson des mélanges intimes de calcaires avec du sable très-fin ou avec du silex porphyrisé.

Dans le paragraphe relatif à l'action chimique des eaux de la mer, nous avons indiqué, comme condition principale de stabilité des mortiers à chaux hydrauliques, la présence d'une proportion de chaux libre en rapport avec l'acide carbonique contenu dans l'eau de la mer.

Cette condition paraît avoir été parfaitement remplie à Marseille pour les mortiers faits avec les chaux du Theil, puisque dans les échantillons proposés l'analyse n'indique plus qu'une proportion très-faible de chaux soluble dans l'eau. L'excès de chaux a dû se dissoudre en partie dans l'eau et en partie être transformé en carbonate de chaux insoluble. On peut se rendre compte de l'énorme excès de chaux caustique libre que renferment les produits de la cuisson des calcaires du Theil en comparant la composition des mortiers à celle des chaux, ramenées toutes les deux à contenir la même proportion de silice.

Un tiers environ de la chaux totale n'est pas combinée avec la silice et doit se dissoudre dans l'eau avant la prise ou se carbonater avant et après la solidification.

Ces observations permettent de comprendre que les chaux du Theil peuvent donner de très-mauvais résultats si on les emploie sans précautions spéciales dans les ports de la Manche, c'est-à-dire dans des conditions bien différentes de celles dans lesquelles elles réussissent dans la Méditerranée.

Nous pensons que pour les ports de la Manche il sera indispensable d'employer des chaux hydrauliques

contenant un excès de chaux beaucoup moindre; on obtiendra certainement de très-bons résultats par la cuisson médiocre d'un mélange très-intime de silex porphyrisé et de calcaire à peu près pur, dans les proportions suivantes :

Silex porphyrisé	20 à	22
Carbonate de chaux	80	78
	100	100

Pour employer les chaux du Theil ou des chaux analogues, il faudrait pouvoir combiner une partie de la chaux en excès avec l'acide carbonique, par une longue exposition à l'air atmosphérique, ou encore diriger la cuisson de manière à laisser une notable proportion de carbonate de chaux non décomposée.

TABLEAU D. — *Analyse des blocs immergés en avant de la digue à Cherbourg.* — Les blocs ont été fabriqués dans des conditions spéciales, que nous ferons connaître dans la seconde partie de notre mémoire; on a employé pour le mortier destiné à relier les cailloux des mélanges de sable et de ciments naturels et artificiels de Parker, Medina et Portland. Les blocs sont immergés depuis plusieurs années et ne manifestent aucune trace de décomposition. Les analyses se rapportent par conséquent à des matériaux hydrauliques d'excellente qualité.

Le sable employé ne contenant pas de calcaire, l'acide carbonique indiqué par l'analyse provient certainement de l'air atmosphérique et de l'eau de la mer. Il a été absorbé par la chaux libre pendant la préparation des blocs et principalement après l'immersion : sa proportion est assez faible, et cela devait être, puisque les ciments employés ne contiennent qu'une petite quantité de chaux libre. Les échantillons analysés ont été

pris aux angles des blocs, et nous regrettons vivement de n'avoir pu nous procurer des fragments de l'intérieur; il aurait été très-intéressant de vérifier si la proportion de l'acide carbonique est plus forte vers la surface, comme la théorie l'indique.

La chaux soluble dans l'eau laisse pour les blocs de Cherbourg plus d'incertitude encore que pour ceux de Marseille; il n'est pas du tout certain qu'elle soit dans le mortier à l'état d'hydrate libre; elle peut provenir de l'action de l'eau en excès sur une partie de l'aluminate de chaux. Il en est de même pour la détermination de l'eau hygrométrique; une longue dessiccation a probablement expulsé une partie de l'eau combinée; d'un autre côté, la composition des mortiers est tellement complexe qu'il est à peu près impossible de discerner les différents états de combinaison de l'eau. Les résultats numériques obtenus pour les proportions de silice, alumine, chaux qui sont ou du moins qui peuvent être combinées ne permettent pas de distinguer, comme pour les blocs de Marseille, les formules des composés différents; on peut cependant se rendre compte des combinaisons principales que renferment les quatre échantillons analysés en ayant égard aux observations que nous avons présentées plus haut.

Ainsi nous avons trouvé, dans l'analyse des ciments de Portland, que la chaux est combinée séparément avec la silice et avec l'alumine dans les parties les moins chauffées, tandis que l'alumine est en forte proportion combinée avec la silice et la chaux dans les angles des briquettes, dans les portions qui ont été soumises à la température la plus élevée. Dans ces composés, la chaux contient à peu près autant d'oxygène que la silice et l'alumine.

Considérons maintenant le mortier n° 4 fait avec du

ciment de Portland et du sable : il est évident que la presque totalité de la chaux libre a été dissoute par l'eau ou transformée en carbonate ; le silicate de chaux existe encore inaltéré avec sa composition $SiO^3 + 3CaO$; quant à l'aluminate, on peut le rétablir presque en entier en admettant que la chaux soluble dans l'eau, indiquée par l'analyse, provient en grande partie de l'action décomposante de l'eau en grand excès sur l'aluminate. Il est par conséquent très-probable que le ciment de Portland employé pour le mortier n° 4 ne renfermait pas une forte proportion de parties vitrifiées : il est impossible de distinguer quelle quantité d'eau est combinée avec le silicate et avec l'aluminate de chaux, pour les raisons précédemment exposées ; on peut seulement présumer que la proportion d'eau est moins forte que dans les mortiers de Marseille ; elle paraît se rapprocher beaucoup de 3HO pour $SiO^3 + 3CaO$. On serait conduit par cette hypothèse à penser que le silicate de chaux peut se combiner avec l'eau dans deux proportions différentes suivant les circonstances et probablement suivant la température de la cuisson et la température de l'eau de la mer.

Le mortier n° 1 a été fait avec un mélange de ciment de Portland, de ciment Parker et de sable, et, dans les mêmes conditions que le n° 4, il donnerait lieu à des observations analogues.

Les mortiers des blocs n° 2, n° 3 ont été faits avec des ciments naturels Parker et Medina. Nous n'avons pu nous procurer des échantillons de ces deux ciments, employés à Cherbourg, et par suite nous ne pouvons pas comparer les analyses des mortiers à celles des ciments. Nous pouvons seulement admettre, d'après les résultats n° 2 et n° 3, qu'il y a bien peu de différence entre les deux ciments vendus comme naturels sous

les noms de Parker et Medina, et qu'ils doivent avoir une grande analogie avec le ciment de Portland fortement chauffé.

Les mortiers contiennent encore une certaine portion de l'alumine combinée avec la silice; mais la plus grande partie de l'aluminate de chaux a déjà été décomposée par l'eau de mer. La faible proportion de chaux soluble dans l'eau trouvée par l'analyse, provient très-probablement de l'aluminate de chaux, dont l'excès d'eau employée achève la décomposition.

Il résulte de ces observations :

1° Que pour les quatre échantillons analysés, la chaux libre, existant en petite quantité dans les ciments, a été transformée en carbonate de chaux ou dissoute par l'eau, ou bien a pu agir sur l'argile mélangée au sable. Les mortiers n'en contiennent probablement plus, bien que dans l'analyse l'eau leur enlève encore un peu de chaux.

2° Les mortiers n° 1, n° 4 contiennent les deux composés actifs, silicate et aluminate de chaux, qui paraissent répondre assez nettement aux formules



$$SiO^3 + 3CaO,\ Al^2O^3 + 3CaO;$$

ils sont hydratés, mais contiennent peut-être moins d'eau que nous n'en avons trouvé dans les blocs de Marseille. A cet égard les nombres donnés par l'analyse sont assez incertains, et nous avancerons avec une grande réserve la proportion de 3Ho pour chacun de ces composés.

3° Les mortiers n° 2, n° 3 contiennent encore un peu d'alumine combinée avec la silice, et l'aluminate de chaux paraît avoir été partiellement décomposé par l'eau. Les blocs doivent principalement leur solidité au silicate de chaux hydraté, pour lequel les résultats des

analyses indiquent encore assez nettement la formule



$$SiO^3 + 3CaO + 3Ho.$$

Nous retrouvons ainsi, pour les blocs de Cherbourg, la même composition du silicate de chaux que dans les blocs de Marseille, et nous sommes en droit de conclure que ce silicate est le composé hydraulique véritablement stable, et que c'est lui qu'il faut chercher à produire dans les mortiers employés à la mer.

4° La texture des mortiers de Cherbourg est assez serrée pour que dans les blocs constamment immergés l'eau ne puisse pas se renouveler avec facilité. C'est à cette condition favorable qu'on doit attribuer leur bonne conservation.

Employés dans des circonstances différentes, les ciments de Portland, de Parker et de Medina ne donneront peut-être pas toujours des résultats aussi favorables. Ils ne contiennent pas assez de chaux libre pour qu'il se forme, peu de temps après la prise, une proportion de carbonate de chaux assez grande pour boucher les pores vers la surface et s'opposer efficacement à la pénétration de l'eau de mer (1).

Mortier provenant du mur d'enceinte de la Floride, au Havre, construit il y a plus de soixante ans. — Les deux échantillons ont à peu près la même composition, aussi devons-nous considérer seulement la moyenne des deux analyses.

(1) On peut donner une plus large interprétation à l'action préservatrice du carbonate de chaux formé postérieurement à la prise. L'action principale est certainement de boucher en grande partie les pores vers la surface, ou même dans certains cas d'envelopper la construction d'une couche de carbonate de chaux; mais l'action doit se continuer très-lentement vers l'intérieur, et alors le carbonate de chaux *tapisse les parois des pores*, et produit en détail, pour ainsi dire, un effet préservateur analogue.

Ils renferment une proportion très-forte d'acide carbonique, dont la plus grande partie a dû être absorbée avant l'emploi du mortier. Nous avons, en effet, trouvé la preuve que dans la construction du mur d'enceinte de la Floride, la chaux hydraulique est restée pendant plusieurs mois exposée à l'air. Dans ces conditions, l'acide carbonique a saturé la chaux libre et peut-être même enlevé une certaine quantité de base au silicate. La prise a été produite par l'hydratation du silicate de chaux, qui paraît avoir eu la même composition que celui du mortier de Marseille :



$$SiO^3 + 3CaO + 6Ho.$$

N'étant plus protégé par de la chaux en excès, le silicate a été progressivement décomposé par l'acide carbonique, et, au moment de la démolition, il ne renfermait plus qu'une proportion de chaux bien moindre.

Il est donc impossible de conclure des résultats analytiques obtenus pour ces mortiers l'existence d'un silicate de chaux différent de celui que nous avons signalé précédemment.

Tableau E. *Des pouzzolanes.* — Nous avons réuni dans le tableau E les résultats des analyses de cinq échantillons de pouzzolanes employées avec plus ou moins de succès dans les travaux hydrauliques. Il nous est impossible de discuter ces résultats, parce que nous ne connaissons pas assez exactement quel rôle doivent jouer dans la prise l'oxyde de fer et les alcalis. Nous pensons même devoir énoncer avec une certaine réserve l'opinion très-probable que l'énergie d'une pouzzolane est d'autant plus grande, qu'elle renferme une proportion plus forte de silice et d'alumine attaquables par les agents ordinaires de la voie humide.

Il peut être utile d'examiner avec attention quelles sont les réactions principales qui doivent se produire dans les mortiers à pouzzolanes, dans les deux conditions de chaux grasses et de chaux hydrauliques, dont l'emploi a été conseillé par des ingénieurs distingués.

Prenons pour exemple un mortier composé de traass de Hollande et de chaux grasse; supposons les matières mélangées à sec avec les soins convenables et le mortier immergé assez rapidement.

La première action sera certainement l'hydratation de la chaux; viendront ensuite : sa dissolution partielle, sa combinaison progressive avec l'acide carbonique, son action lente sur les sels de l'eau de mer, et l'action principale, plus ou moins rapide, de la chaux sur la matière pouzzolanique.

Cette action ne peut être complète qu'au bout d'un temps fort long, variable avec la nature de la pouzzolane, avec l'intimité du mélange, la température ambiante.

Nous pouvons donc, avant d'aller plus loin, faire ressortir une condition très-importante de réussite : il est indispensable que la proportion de chaux employée dans le mortier soit d'autant plus grande, que, d'après les circonstances dans lesquelles le mortier est placé, une plus forte partie peut être distraite de l'action principale par la dissolution dans l'eau, par la combinaison avec l'acide carbonique, par les réactions des sels contenus dans l'eau de mer. Il sera donc indispensable de faire varier la proportion de chaux pour une même pouzzolane avec les conditions particulières à chaque localité.

L'immersion immédiate des mortiers à pouzzolanes introduit donc, dans le problème à résoudre, la proportion de chaux comme une variable dont il doit être très-

difficile de déterminer la valeur convenable par des expériences pratiques.

Considérons maintenant l'action de la chaux sur la pouzzolane. Tant que la chaux reste en excès suffisant elle doit décomposer les silicates complexes, en produisant du silicate de chaux, de l'aluminate de chaux et un composé peu stable de l'oxyde de fer avec la chaux. La magnésie reste probablement combinée avec l'alumine ou avec la silice; les alcalis sont peut-être enlevés progressivement par l'eau. A cet égard on ne peut émettre qu'une opinion peu certaine, et cependant il serait d'un grand intérêt de savoir exactement de quelle manière se comportent les alcalis, dont la proportion est très-forte dans plusieurs pouzzolanes employées fréquemment.

En écartant cette cause d'incertitude, on voit que la prise sera nécessairement progressive, puisque la chaux ne peut pas, par voie humide et à la température ordinaire, décomposer rapidement la totalité du silicate de la pouzzolane. On doit donc toujours craindre la désagrégation du mortier, solidifié après un certain temps, par la continuation de l'action de la chaux sur les parties les plus résistantes des pouzzolanes.

Il faudrait donc que la proportion de chaux fût limitée à celle strictement nécessaire pour produire la transformation de cette partie de la pouzzolane qui peut être attaquée avec une facilité relative. Cette condition est impossible à remplir dans un grand nombre de constructions; on ne peut savoir d'avance quelle proportion de la chaux employée agira réellement sur la pouzzolane. Il faut en employer en excès, et par là on expose le mortier à des causes nombreuses de décomposition :

A celle résultant de ce que la chaux encore en excès continue son action sur la pouzzolane;

A celles, énumérées précédemment, de l'eau, de l'acide carbonique et des sels contenus dans l'eau de mer.

En présence de ces difficultés, il est évident qu'un ingénieur ne peut pas déterminer avec certitude les proportions et le mode d'emploi, et par suite qu'il s'expose à des accidents dans les constructions.

Nous avons indiqué déjà le moyen de diminuer beaucoup et même d'écarter presque complétement ces difficultés, en soumettant le mélange de pouzzolane et de chaux hydratée à une longue digestion : les actions chimiques peuvent se préparer de manière à ce qu'après l'immersion il ne reste plus à effectuer que l'hydratation des composés de la chaux.

Nous rappellerons que cette précaution, suivie probablement par les anciens constructeurs, est encore adoptée dans plusieurs pays, et notamment dans ceux où les pouzzolanes donnent des résultats bons et constants.

Les mortiers composés de pouzzolanes et de chaux hydrauliques doivent être d'un emploi plus difficile encore que ceux dans lesquels on se sert de chaux grasses. Les chaux hydrauliques contiennent du silicate et de l'aluminate de chaux, et un excès plus ou moins grand de chaux à l'état caustique. Cette dernière partie seulement peut agir sur les pouzzolanes, et par conséquent il faudra employer une proportion de chaux hydraulique d'autant plus grande que sa faculté hydraulique sera plus prononcée. Il faudra ensuite déterminer les précautions nécessaires pour régulariser la prise du silicate et de l'aluminate de chaux formés par voie sèche, de manière à ce qu'elle ait lieu à peu près en même temps que la solidification des composés correspondants produits par voie humide.

Cette régularisation ne peut être obtenue que par une longue digestion, en présence d'une proportion d'eau assez grande pour faciliter l'action de la chaux, trop faible et surtout trop uniformément répartie pour qu'il puisse se produire des combinaisons hydratées. Ces conditions sont très-certainement difficiles à remplir et demandent plusieurs séries d'expériences pratiques.

Les roches d'origine volcanique, employées jusqu'à présent comme pouzzolanes, pourraient être remplacées avec avantage, au moins dans un certain nombre de localités, par des silicates artificiels. Nous citerons les laitiers des hauts fourneaux et les scories de forge.

Les laitiers, bien pulvérisés, mélangés intimement avec une forte proportion de chaux, variable entre 70 et 80 p. 100, produiraient certainement, après digestion préalable, des mortiers de très-bonne qualité.

Les scories de forge donneraient peut-être des résultats moins favorables, en raison de l'énorme proportion d'oxyde de fer qu'elles contiennent. L'oxyde de fer se combinerait en partie avec la chaux; mais la faible stabilité de ce composé pourrait amener la décomposition ultérieure du mortier.

En général, tous les silicates d'alumine, simples ou complexes, naturels ou artificiels, auxquels on reconnaît au laboratoire la propriété de s'attaquer facilement par les agents de la voie humide, peuvent être employés comme pouzzolanes. Nous nous empressons d'ajouter que pour chacun d'eux la proportion de chaux et les précautions de mise en œuvre doivent être déterminées par des expériences spéciales.

Au nombre des précautions les plus importantes on aura toujours à compter un contact longtemps prolongé des matières humides, précédant l'immersion.

RÉSUMÉ ET CONCLUSIONS.

Les mortiers et les ciments, employés depuis un certain nombre d'années dans les constructions à la mer, ont donné lieu dans plusieurs ports à des accidents plus ou moins graves. La cause est évidemment la connaissance imparfaite de toutes les conditions qui doivent être remplies pour une prise durable.

Nous avons étudié cette question complexe sous deux points de vue : théoriquement, pour ainsi dire, en analysant un assez grand nombre d'échantillons de toute nature ; pratiquement, en cherchant à nous rendre compte de l'influence que peuvent avoir sur les résultats définitifs les différentes méthodes, et les précautions usitées dans l'emploi des mortiers et des ciments.

Dans notre première partie nous insistons particulièrement sur les opérations mécaniques et analytiques qui peuvent faire connaître la valeur des calcaires argileux ou siliceux, des chaux hydrauliques, des ciments, des mortiers et des pouzzolanes.

Nous ne pouvons pas présenter dans un résumé les détails dans lesquels nous avons dû entrer au sujet de ces analyses. Il nous paraît, au contraire, assez important de réunir en aussi peu de mots que possible les résultats intéressants que nous avons obtenus par la discussion des analyses, par l'examen des réactions qui déterminent la prise, et de celles qui peuvent produire la décomposition.

Nous pouvons tirer de cette discussion des conclusions théoriques sur l'emploi des différents matériaux hydrauliques, et l'indication des expériences pratiques les plus urgentes.

L'homogénéité des chaux hydrauliques, des ci-

ments, etc., est une condition indispensable de la réussite des constructions à la mer. Nous la signalons ici d'une manière toute spéciale pour mettre en évidence l'importance capitale que nous lui attribuons.

Cette homogénéité est souvent très-difficile à obtenir, parce que les calcaires siliceux ou argileux sont presque toujours hétérogènes, on ne doit reculer devant aucune dépense pour obtenir l'homogénéité la plus grande des matériaux employés.

On emploie dans les constructions hydrauliques pour relier les différents matériaux de formes et dimensions extrêmement variées :

1° Les chaux hydrauliques mélangées avec une proportion assez grande de sable ;

2° Les ciments artificiels ou naturels à prise lente ou rapide, presque toujours mélangés avec du sable ;

3° Des mélanges de pouzzolane, de chaux grasse ou hydraulique et de sable.

Les chaux hydrauliques et les ciments proviennent de la cuisson des calcaires intimement mélangés, soit naturellement, soit artificiellement, avec une proportion plus ou moins forte de sable quartzeux ou d'argile.

La qualité du produit obtenu dépend d'un grand nombre de circonstances :

De l'homogénéité et de l'intimité du mélange ; de la proportion de sable fin, de celle de l'argile ;

De la température à laquelle est faite la cuisson, et par suite de la nature du combustible employé, de la grosseur des morceaux ou des briquettes ;

Du mode de conservation à l'air et à l'humidité, ou dans des vases hermétiquement clos.

Les précautions pratiques adoptées dans l'emploi des matériaux différents ont une très-grande influence sur la réussite, c'est-à-dire sur la stabilité des constructions.

Il importe de distinguer pour les chaux hydrauliques celles qui proviennent des calcaires exclusivement siliceux, et celles qui sont produites par les calcaires mélangés d'argile.

Chaux hydrauliques siliceuses.

Les premières contiennent :

Silicate de chaux, formé par voie sèche ; chaux caustique en excès assez grand ; une proportion plus ou moins forte d'oxyde de fer, de sable en gros grains, quelquefois même de carbonate de chaux, restés inertes.

En présence de l'eau de mer, les chaux mélangées avec du sable donnent lieu à une série de réactions, parmi lesquelles on peut distinguer les suivantes :

Réactions qui accompagnent la prise.

Hydratation du silicate de chaux. — Ce composé prend lentement de la cohésion en se contractant un peu, et poussant vers la surface extérieure, soit des constructions, soit des pores qu'on distingue toujours dans les mortiers, une partie de la chaux en excès. L'hydratation du silicate de chaux détermine la prise ; elle ne peut être convenable que si les diverses parties des calcaires n'ont pas été soumises à des températures trop différentes.

Les analyses des mortiers faits avec la chaux du Theil indiquent avec beaucoup de netteté la composition de l'hydrosilicate de chaux, $SiO_3 + 3CaO + 6HO$, composition que nous avons retrouvée dans plusieurs mortiers très-différents.

Ce silicate contient (en nombres ronds) :

Silice	25
Chaux	47
Eau	28
	100

Hydratation de la chaux libre, dans le cas d'une chaux non éteinte en poudre d'avance, suivie bientôt de sa dis-

solution partielle, de sa combinaison lente avec l'acide carbonique et l'hydrogène sulfuré, et de son action sur les sels de magnésie. — La proportion de chaux encore libre qui restera dans le mortier au moment de la solidification sera donc très-variable, suivant la cuisson qui rend la prise plus ou moins rapide, suivant le mode d'emploi, et suivant la composition de l'eau de la mer dans la localité proposée.

Il est important que le mortier solidifié retienne encore une certaine proportion de chaux libre; par conséquent, l'excès de chaux caustique qui doit renfermer la chaux hydraulique employée doit être d'autant plus grand que la prise est plus lente, que la température de la mer est plus élevée, que l'eau de mer renferme une plus forte quantité de sels de magnésie, d'acide carbonique et d'hydrogène sulfuré. La proportion de chaux en excès la plus convenable ne peut être déterminée que par des expériences pratiques spéciales, faites dans chaque localité.

De toutes les actions qui enlèvent les chaux au mortier, ou qui la transforment en composés inertes ou nuisibles, les plus importantes sont celles qui sont variables d'un port à l'autre, celles de l'acide carbonique et de l'hydrogène sulfuré. L'acide carbonique donne seulement du carbonate de chaux, matière inerte; l'hydrogène sulfuré peut dans certaines conditions, notamment en présence de l'air, donner du sulfate de chaux, susceptible de cristalliser et de faire éclater le mortier par gonflement.

Réactions qui suivent la prise.

La chaux hydratée que contient encore le mortier, principalement vers la surface, se combine lentement avec l'acide carbonique, et tend à former une couche peu perméable de carbonate de chaux, résultat extrêmement utile, puisqu'il remplace les dépôts de coquil-

lages, les herbes, la vase, ou autres circonstances extérieures, qui dans bien des localités préservent d'assez mauvais matériaux.

L'imperméabilité ne peut être obtenue qu'en réunissant deux conditions : la compacité du mortier, qui dépend du mode de préparation et d'emploi; l'excès convenable de chaux hydratée au moment de la prise. Il est difficile de déterminer les précautions nécessaires dans la mise en œuvre d'une chaux hydraulique, de composition connue, pour obtenir un mortier bien compacte, et qui ne contienne ni un trop grand excès ni une proportion trop faible de chaux libre: cependant le mortier se décompose avec plus ou moins de rapidité si ces deux conditions ne sont pas remplies; en effet, si l'excès de chaux est trop grand relativement à l'acide carbonique de l'eau de mer, une partie de la chaux sera dissoute, le mortier deviendra plus poreux, et l'eau de mer pourra se renouveler dans l'intérieur. Si l'excès de chaux n'est pas assez fort, on arrivera difficilement à éviter la porosité, et comme le carbonate de chaux, formé après la prise, n'est pas en proportion assez grande pour boucher les pores, l'eau de mer pourra pénétrer.

L'inconvénient est d'autant plus grave que la construction est placée dans des conditions plus défavorables, c'est-à-dire soumise à des différences de niveau de l'eau, constantes ou périodiques, et qui tendent à faire filtrer l'eau à travers le mortier.

Dans ce cas, une fois que l'eau de mer a pénétré, elle doit amener au bout de peu de temps la désagrégation presque complète, en agissant par l'eau, les sels de magnésie, l'acide carbonique et l'hydrogène sulfuré. La chaux en excès est bientôt saturée ou enlevée, et les actions se portent sur le silicate de chaux. Il perd

progressivement de la chaux, et par suite le mortier se désagrége.

Il résulte de là que les précautions nécessaires, soit pour la composition chimique, soit pour le mode d'emploi, sont d'une importance variable avec le genre de construction : un mortier peut très-bien résister dans certaines conditions, parce que l'eau de mer n'a pas une grande tendance à passer au travers, et se désagréger rapidement dans d'autres circonstances.

Chaux hydrauliques contenant de l'alumine.

Un calcaire contenant de l'argile en mélange intime et homogène donne pour la cuisson :

Du silicate de chaux, de l'aluminate de chaux, du silicate d'alumine et de chaux dans les parties les plus fortement chauffées, de la chaux caustique en excès ; ensuite de l'oxyde de fer, du sable en gros grains, sur lesquels la chaux n'a pu avoir qu'une action très-faible pendant la cuisson, peut-être même un peu de carbonate de chaux non décomposé : ces derniers peuvent être considérés comme inertes.

L'immersion d'un mortier fait avec du sable et une chaux hydraulique de cette nature donne lieu à des réactions un peu plus complexes que celles exposées précédemment.

Le silicate de chaux et l'aluminate de chaux s'hydratent tous les deux, et doivent faire prise à peu près en même temps, ce qui exige des précautions pratiques spéciales, parce que leurs affinités pour l'eau sont assez différentes : la chaux en excès décompose la silicate d'alumine et de chaux pour produire les deux composés utiles, silicate et aluminate de chaux hydratés. Il faut encore que leur prise soit parallèle à celle des deux composés formés par voie sèche, et qui, lors de l'immersion, n'ont plus qu'à s'hydrater.

Les actions sont plus compliquées que pour les chaux

exclusivement siliceuses, et par suite l'emploi des chaux alumineuses doit exiger de plus grandes précautions.

Les actions de l'eau de mer, des sels de magnésie, de l'acide carbonique, de l'hydrogène sulfuré, avant comme après la prise, sont d'ailleurs les mêmes que dans le cas précédent. La pénétration de l'eau de mer doit toujours déterminer la désagrégation au bout d'un temps plus ou moins long. La seule différence à signaler est que l'aluminate de chaux est attaqué avant le silicate, et doit être en partie transformé en aluminate de magnésie; par conséquent, dans des circonstances analogues, la décomposition peut être plus lente ou plus rapide.

Dans les deux cas que nous venons de considérer, l'homogénéité des matériaux employés est une condition des plus importantes; les bancs calcaires contiennent très-souvent le sable fin et l'argile répartis fort irrégulièrement; il est indispensable de les rendre homogènes par des procédés mécaniques; souvent même une double cuisson est extrêmement utile.

Une chaux hydraulique contenant un excès trop grand de chaux caustique peut être même employée très-avantageusement. On peut obtenir qu'une partie du carbonate de chaux ne soit pas décomposée en modérant la température pendant la cuisson; on peut laisser la chaux bien cuite exposée à l'air pendant un temps assez long pour que l'acide carbonique puisse saturer une partie de la chaux : ces deux procédés ont l'avantage de rendre la prise plus rapide, mais ils exigent tous les deux des précautions particulières pour lesquelles il faudra faire des expériences spéciales.

Enfin il est possible de remédier à l'excès de chaux en employant du sable contenant un peu d'argile; elle se comporte comme pouzzolane envers la chaux en

excès et produit une nouvelle proportion de silicate et d'aluminate de chaux, qui peuvent concourir à la solidité. Pour cet emploi de l'argile, il faut encore des précautions spéciales dont la nécessité sera rendue bien évidente par ce que nous dirons plus loin sur les pouzzolanes.

Des ciments.

Les ciments sont obtenus par la cuisson de calcaires contenant une assez forte proportion d'argile; ils renferment presque toujours de l'oxyde de fer et quelquefois du sulfate de chaux.

On doit distinguer deux espèces bien différentes : les ciments obtenus à une température modérée, à peine suffisante pour expulser la totalité de l'acide carbonique; les ciments chauffés très-fortement, au point que certaines parties sont agglomérées ou même vitrifiées.

Les actions chimiques qui se passent pendant la préparation des mortiers, après l'immersion et la prise, sont notablement différentes pour ces deux catégories et même pour chacune d'elles, suivant la proportion de la chaux et l'homogénéité du mélange de l'argile avec le calcaire.

Ciments cuits modérément. Vitry-le-Français, Vassy, etc.

Ils renferment au moment de la sortie du four : du silicate de chaux, une certaine proportion d'aluminate de chaux variable avec la nature du calcaire, une petite quantité d'alumine combinée avec la silice et la chaux, de la chaux libre en très-faible quantité; en outre de l'alumine, de l'oxyde de fer, peut-être du gros sable à l'état inerte; et enfin, dans certains cas, du sulfate de chaux, lequel fortement chauffé ne peut se combiner avec l'eau qu'au bout d'un temps très-long.

En présence de l'eau, la prise a lieu très-rapidement et ne peut être attribuée qu'à l'hydratation du silicate et de l'aluminate de chaux; le silicate est évi-

deimment la cause dominante de la prise, puisque l'aluminate et la combinaison de l'alumine avec la silice et la chaux n'entrent que pour une faible proportion : ces deux composés peuvent être nuisibles, l'aluminate en s'hydratant postérieurement à la prise du silicate, le silicate d'alumine et de chaux en étant décomposé avec plus ou moins de lenteur par l'eau qui tend à séparer le silicate de chaux.

L'effet produit est très-variable avec la proportion de chaux et la température à laquelle le silicate d'alumine et de chaux a été produit. Le meilleur moyen de régulariser ces actions est de mélanger le ciment avec une certaine proportion de chaux hydratée et de laisser digérer pendant un temps assez long pour que la chaux décompose entièrement le silicate d'alumine et de chaux; après digestion le mélange ne contiendra plus que du silicate et de l'aluminate de chaux, tous les deux préparés pour la prise. Il devra renfermer, en outre, assez de chaux libre pour former vers la surface la couche préservatrice de carbonate de chaux dont nous avons indiqué précédemment l'utilité.

Sans cette précaution, un ciment rapide, ayant fait une prise convenable, sera exposé à la désagrégation toutes les fois qu'il sera poreux et que d'après sa place dans les constructions l'eau de mer pourra pénétrer et se renouveler dans l'intérieur. Les réactions des sels de magnésie, de l'acide carbonique et de l'hydrogène sulfuré se portant de suite sur l'aluminate et sur le silicate, seront plus rapides que dans le cas d'un mortier à chaux hydraulique.

La présence du sulfate de chaux est évidemment très-nuisible et peut faire éclater le ciment; il peut, en effet, se combiner lentement avec l'eau et cristalliser, surtout s'il n'est pas uniformément réparti dans la

masse. La cristallisation est accompagnée d'une augmentation de volume qui fait soulever des écailles.

Le même effet peut être produit dans certains cas par l'hydrogène sulfuré contenu dans l'eau de mer, non-seulement sur les ciments, mais aussi sur les mortiers à chaux hydrauliques. L'oxysulfure de calcium, formé par l'action de l'hydrogène sulfuré sur la chaux, peut se transformer en sulfate de chaux et ce dernier cristalliser; ces réactions doivent se présenter principalement dans les ports à marées. Le soulèvement des écailles dans les constructions à la mer doit donc être, en général, plus fréquent dans les ports de la Manche et de l'Océan que dans ceux de la Méditerranée.

Dans les échantillons analysés des ciments de Vitry-le-Français, le silicate de chaux se présente encore avec la même composition $SiO^3 + 3CaO + 6HO$. La presque totalité de l'alumine est à l'état inerte dans des ciments qui ont été soumis à la cuisson la moins forte.

Ciments fortement chauffés. Portland, etc.

Les ciments obtenus à une température assez élevée pour agglomérer fortement ou même vitrifier les parties les plus exposées à l'action du combustible contiennent une proportion très-forte d'alumine combinée avec la silice, la chaux et le protoxyde de fer : ils diffèrent beaucoup des ciments peu chauffés. La composition du silicate multiple dépend de la proportion de chaux contenue dans les matériaux employés. Ainsi le ciment brûlé du désert (Vitry-le-Français) présente autant d'oxygène dans la silice que dans les deux bases alumine et chaux combinées avec elle : les parties agglomérées des ciments de Portland paraissent provenir de la combinaison du silicate de chaux, $SiO^3 + 3CaO$, avec l'aluminate, $Al^2O^3 + 3CaO$, et une petite quantité d'oxyde de fer. Les ciments artificiels de Portland contiennent un petit excès de chaux.

Considérons spécialement les ciments de Portland importés d'Angleterre en poudre assez irrégulière et dans laquelle on distingue aisément des grains entièrement vitrifiés.

Après l'immersion, ils font une prise assez lente pour que l'eau de mer dissolve la presque totalité de la chaux libre ou la sature par l'action des sels ou de l'acide carbonique; les parties simplement agglomérées du silicate multiple sont transformées par l'eau en silicate et en aluminate de chaux. Une partie de l'aluminate de chaux paraît être décomposée lentement par l'eau; au moins cette décomposition partielle est manifeste dans les blocs de Cherbourg. Le silicate fondu et en grains résiste plus fortement à l'action de l'eau et reste très-longtemps inerte : on le distingue encore dans les mortiers plusieurs mois après la prise.

Les ciments de Portland doivent donc leur stabilité principale au silicate de chaux, pour lequel nos analyses indiquent encore la composition $SiO^3 + 3CaO$. Dans les blocs de Cherbourg, le silicate de chaux est combiné probablement avec trois équivalents d'eau au lieu de six que nous avons constatés dans les blocs de Marseille et dans les ciments de Vitry-le-Français. Nous pouvons en conclure que le silicate de chaux, auquel tous les matériaux hydrauliques doivent leur solidité principale, peut se combiner avec des proportions d'eau différentes suivant les circonstances; la température de la cuisson paraît la plus influente.

Les grains vitrifiés contenant le silicate d'alumine, de chaux et d'oxyde de fer, d'abord inertes, peuvent être lentement transformés par l'eau en silicate et en aluminate de chaux; ces grains peuvent donc être nuisibles dans certains cas, en déterminant des actions moléculaires postérieures à la prise. Il en serait de

même du sulfate de chaux, si les ciments fortement cuits en contenaient une notable proportion. Il est donc très-prudent de séparer par un tamisage les grains vitrifiés dans les ciments analogues à ceux de Portland, et de ne pas employer les ciments contenant beaucoup de sulfate de chaux.

La discussion des résultats analytiques obtenus avec les blocs de Cherbourg démontre que la proportion de chaux libre n'est pas assez grande pour former une couche suffisamment préservatrice de carbonate de chaux, et par suite que les ciments de Portland, Parker, Medina, etc., ne peuvent être employés dans les constructions exposées aux mouvements de l'eau sans des précautions spéciales. Il faut obtenir par le mode d'emploi une compacité assez grande pour empêcher la pénétration de l'eau de mer, dont les sels, l'acide carbonique, etc., agiraient assez rapidement sur l'aluminate et sur le silicate de chaux.

La réussite de ces ciments dans les blocs de Cherbourg ne doit pas faire admettre que les mêmes résultats seraient obtenus dans des constructions soumises sur leurs deux parements à des charges d'eau différentes ou variables. Dans ces cas difficiles, la réussite serait plus certaine si l'on mélangeait ces ciments parfaitement pulvérisés avec une petite proportion de chaux hydratée, et si l'on ne les employait qu'après une digestion de plusieurs semaines. Toutes les actions chimiques seraient prêtes pour donner une prise complète et régulière, en laissant assez de chaux libre pour produire le carbonate de chaux préservateur.

Des pouzzolanes. On a employé dans les constructions à la mer des mortiers composés de mélanges variables ; de pouzzolanes naturelles et artificielles, de chaux grasse ou de chaux hydraulique et de sable. Nous pourrions citer

des cas assez nombreux de non-réussite qui démontrent la grande difficulté que présente l'emploi de ces matériaux.

Les pouzzolanes naturelles sont des roches volcaniques qui contiennent combinées avec la silice un assez grand nombre de bases : l'alumine, l'oxyde de fer, la chaux, la magnésie, les alcalis. Elles ont pour caractère analytique d'être attaquées facilement par les agents de la voie humide, les acides et les alcalis.

Le mélange de ces silicates avec de la chaux grasse en excès, mis en présence de l'eau, donne lieu à des réactions assez compliquées ; la chaux s'hydrate et agit alors sur le silicate employé pour produire du silicate de chaux et de l'aluminate de chaux dont l'hydratation détermine la prise du mortier. Pendant la période qui précède la prise, les autres actions chimiques sont à peu près les mêmes que dans le cas des mortiers à chaux hydrauliques. Une partie de la chaux est dissoute, une autre est transformée en composés solubles ou inertes par l'action des sels de magnésie, par l'acide carbonique et par l'hydrogène sulfuré. La prise est certainement partielle, c'est-à-dire que le mortier solidifié contient encore de la chaux libre et des silicates sur lesquels la chaux peut encore agir progressivement. Par conséquent les actions chimiques de l'eau de mer ultérieures à la prise sont accompagnées de l'action de la chaux en excès sur le silicate et toutes ces actions doivent concourir à la désagrégation du mortier.

Deux moyens se présentent pour éviter ces inconvéniens :

1° L'emploi d'une proportion de chaux très-faible ;

2° Une très-longue digestion préalable en présence d'une faible quantité d'eau, qui permet à la chaux de

progressivement de la chaux, et par suite le mortier se désagrége.

Il résulte de là que les précautions nécessaires, soit pour la composition chimique, soit pour le mode d'emploi, sont d'une importance variable avec le genre de construction : un mortier peut très-bien résister dans certaines conditions, parce que l'eau de mer n'a pas une grande tendance à passer au travers, et se désagréger rapidement dans d'autres circonstances.

Chaux hydrauliques contenant de l'alumine.

Un calcaire contenant de l'argile en mélange intime et homogène donne pour la cuisson :

Du silicate de chaux, de l'aluminate de chaux, du silicate d'alumine et de chaux dans les parties les plus fortement chauffées, de la chaux caustique en excès ; ensuite de l'oxyde de fer, du sable en gros grains, sur lesquels la chaux n'a pu avoir qu'une action très-faible pendant la cuisson, peut-être même un peu de carbonate de chaux non décomposé : ces derniers peuvent être considérés comme inertes.

L'immersion d'un mortier fait avec du sable et une chaux hydraulique de cette nature donne lieu à des réactions un peu plus complexes que celles exposées précédemment.

Le silicate de chaux et l'aluminate de chaux s'hydratent tous les deux, et doivent faire prise à peu près en même temps, ce qui exige des précautions pratiques spéciales, parce que leurs affinités pour l'eau sont assez différentes : la chaux en excès décompose la silicate d'alumine et de chaux pour produire les deux composés utiles, silicate et aluminate de chaux hydratés. Il faut encore que leur prise soit parallèle à celle des deux composés formés par voie sèche, et qui, lors de l'immersion, n'ont plus qu'à s'hydrater.

Les actions sont plus compliquées que pour les chaux

exclusivement siliceuses, et par suite l'emploi des chaux alumineuses doit exiger de plus grandes précautions.

Les actions de l'eau de mer, des sels de magnésie, de l'acide carbonique, de l'hydrogène sulfuré, avant comme après la prise, sont d'ailleurs les mêmes que dans le cas précédent. La pénétration de l'eau de mer doit toujours déterminer la désagrégation au bout d'un temps plus ou moins long. La seule différence à signaler est que l'aluminate de chaux est attaqué avant le silicate, et doit être en partie transformé en aluminate de magnésie; par conséquent, dans des circonstances analogues, la décomposition peut être plus lente ou plus rapide.

Dans les deux cas que nous venons de considérer, l'homogénéité des matériaux employés est une condition des plus importantes; les bancs calcaires contiennent très-souvent le sable fin et l'argile répartis fort irrégulièrement; il est indispensable de les rendre homogènes par des procédés mécaniques; souvent même une double cuisson est extrêmement utile.

Une chaux hydraulique contenant un excès trop grand de chaux caustique peut être même employée très-avantageusement. On peut obtenir qu'une partie du carbonate de chaux ne soit pas décomposée en modérant la température pendant la cuisson; on peut laisser la chaux bien cuite exposée à l'air pendant un temps assez long pour que l'acide carbonique puisse saturer une partie de la chaux : ces deux procédés ont l'avantage de rendre la prise plus rapide, mais ils exigent tous les deux des précautions particulières pour lesquelles il faudra faire des expériences spéciales.

Enfin il est possible de remédier à l'excès de chaux en employant du sable contenant un peu d'argile; elle se comporte comme pouzzolane envers la chaux en

excès et produit une nouvelle proportion de silicate et d'aluminate de chaux, qui peuvent concourir à la solidité. Pour cet emploi de l'argile, il faut encore des précautions spéciales dont la nécessité sera rendue bien évidente par ce que nous dirons plus loin sur les pouzzolanes.

Des ciments.

Les ciments sont obtenus par la cuisson de calcaires contenant une assez forte proportion d'argile; ils renferment presque toujours de l'oxyde de fer et quelquefois du sulfate de chaux.

On doit distinguer deux espèces bien différentes : les ciments obtenus à une température modérée, à peine suffisante pour expulser la totalité de l'acide carbonique; les ciments chauffés très-fortement, au point que certaines parties sont agglomérées ou même vitrifiées.

Les actions chimiques qui se passent pendant la préparation des mortiers, après l'immersion et la prise, sont notablement différentes pour ces deux catégories et même pour chacune d'elles, suivant la proportion de la chaux et l'homogénéité du mélange de l'argile avec le calcaire.

Ciments cuits modérément. Vitry-le-Français, Vassy, etc.

Ils renferment au moment de la sortie du four : du silicate de chaux, une certaine proportion d'aluminate de chaux variable avec la nature du calcaire, une petite quantité d'alumine combinée avec la silice et la chaux, de la chaux libre en très-faible quantité; en outre de l'alumine, de l'oxyde de fer, peut-être du gros sable à l'état inerte; et enfin, dans certains cas, du sulfate de chaux, lequel fortement chauffé ne peut se combiner avec l'eau qu'au bout d'un temps très-long.

En présence de l'eau, la prise a lieu très-rapidement et ne peut être attribuée qu'à l'hydratation du silicate et de l'aluminate de chaux; le silicate est évi-

demment la cause dominante de la prise, puisque l'aluminate et la combinaison de l'alumine avec la silice et la chaux n'entrent que pour une faible proportion : ces deux composés peuvent être nuisibles, l'aluminate en s'hydratant postérieurement à la prise du silicate, le silicate d'alumine et de chaux en étant décomposé avec plus ou moins de lenteur par l'eau qui tend à séparer le silicate de chaux.

L'effet produit est très-variable avec la proportion de chaux et la température à laquelle le silicate d'alumine et de chaux a été produit. Le meilleur moyen de régulariser ces actions est de mélanger le ciment avec une certaine proportion de chaux hydratée et de laisser digérer pendant un temps assez long pour que la chaux décompose entièrement le silicate d'alumine et de chaux; après digestion le mélange ne contiendra plus que du silicate et de l'aluminate de chaux, tous les deux préparés pour la prise. Il devra renfermer, en outre, assez de chaux libre pour former vers la surface la couche préservatrice de carbonate de chaux dont nous avons indiqué précédemment l'utilité.

Sans cette précaution, un ciment rapide, ayant fait une prise convenable, sera exposé à la désagrégation toutes les fois qu'il sera poreux et que d'après sa place dans les constructions l'eau de mer pourra pénétrer et se renouveler dans l'intérieur. Les réactions des sels de magnésie, de l'acide carbonique et de l'hydrogène sulfuré se portant de suite sur l'aluminate et sur le silicate, seront plus rapides que dans le cas d'un mortier à chaux hydraulique.

La présence du sulfate de chaux est évidemment très-nuisible et peut faire éclater le ciment; il peut, en effet, se combiner lentement avec l'eau et cristalliser, surtout s'il n'est pas uniformément réparti dans la

masse. La cristallisation est accompagnée d'une augmentation de volume qui fait soulever des écailles.

Le même effet peut être produit dans certains cas par l'hydrogène sulfuré contenu dans l'eau de mer, non-seulement sur les ciments, mais aussi sur les mortiers à chaux hydrauliques. L'oxysulfure de calcium, formé par l'action de l'hydrogène sulfuré sur la chaux, peut se transformer en sulfate de chaux et ce dernier cristalliser; ces réactions doivent se présenter principalement dans les ports à marées. Le soulèvement des écailles dans les constructions à la mer doit donc être, en général, plus fréquent dans les ports de la Manche et de l'Océan que dans ceux de la Méditerranée.

Dans les échantillons analysés des ciments de Vitry-le-Français, le silicate de chaux se présente encore avec la même composition $SiO^3 + 3CaO + 6HO$. La presque totalité de l'alumine est à l'état inerte dans des ciments qui ont été soumis à la cuisson la moins forte.

Ciments fortement chauffés. Portland, etc.

Les ciments obtenus à une température assez élevée pour agglomérer fortement ou même vitrifier les parties les plus exposées à l'action du combustible contiennent une proportion très-forte d'alumine combinée avec la silice, la chaux et le protoxyde de fer : ils diffèrent beaucoup des ciments peu chauffés. La composition du silicate multiple dépend de la proportion de chaux contenue dans les matériaux employés. Ainsi le ciment brûlé du désert (Vitry-le-Français) présente autant d'oxygène dans la silice que dans les deux bases alumine et chaux combinées avec elle : les parties agglomérées des ciments de Portland paraissent provenir de la combinaison du silicate de chaux, $SiO^3 + 3CaO$, avec l'aluminate, $Al^2O^3 + 3CaO$, et une petite quantité d'oxyde de fer. Les ciments artificiels de Portland contiennent un petit excès de chaux.

Considérons spécialement les ciments de Portland importés d'Angleterre en poudre assez irrégulière et dans laquelle on distingue aisément des grains entièrement vitrifiés.

Après l'immersion, ils font une prise assez lente pour que l'eau de mer dissolve la presque totalité de la chaux libre ou la sature par l'action des sels ou de l'acide carbonique; les parties simplement agglomérées du silicate multiple sont transformées par l'eau en silicate et en aluminate de chaux. Une partie de l'aluminate de chaux paraît être décomposée lentement par l'eau; au moins cette décomposition partielle est manifeste dans les blocs de Cherbourg. Le silicate fondu et en grains résiste plus fortement à l'action de l'eau et reste très-longtemps inerte : on le distingue encore dans les mortiers plusieurs mois après la prise.

Les ciments de Portland doivent donc leur stabilité principale au silicate de chaux, pour lequel nos analyses indiquent encore la composition $SiO^3 + 3CaO$. Dans les blocs de Cherbourg, le silicate de chaux est combiné probablement avec trois équivalents d'eau au lieu de six que nous avons constatés dans les blocs de Marseille et dans les ciments de Vitry-le-Français. Nous pouvons en conclure que le silicate de chaux, auquel tous les matériaux hydrauliques doivent leur solidité principale, peut se combiner avec des proportions d'eau différentes suivant les circonstances; la température de la cuisson paraît la plus influente.

Les grains vitrifiés contenant le silicate d'alumine, de chaux et d'oxyde de fer, d'abord inertes, peuvent être lentement transformés par l'eau en silicate et en aluminate de chaux; ces grains peuvent donc être nuisibles dans certains cas, en déterminant des actions moléculaires postérieures à la prise. Il en serait de

même du sulfate de chaux, si les ciments fortement cuits en contenaient une notable proportion. Il est donc très-prudent de séparer par un tamisage les grains vitrifiés dans les ciments analogues à ceux de Portland, et de ne pas employer les ciments contenant beaucoup de sulfate de chaux.

La discussion des résultats analytiques obtenus avec les blocs de Cherbourg démontre que la proportion de chaux libre n'est pas assez grande pour former une couche suffisamment préservatrice de carbonate de chaux, et par suite que les ciments de Portland, Parker, Medina, etc., ne peuvent être employés dans les constructions exposées aux mouvements de l'eau sans des précautions spéciales. Il faut obtenir par le mode d'emploi une compacité assez grande pour empêcher la pénétration de l'eau de mer, dont les sels, l'acide carbonique, etc., agiraient assez rapidement sur l'aluminate et sur le silicate de chaux.

La réussite de ces ciments dans les blocs de Cherbourg ne doit pas faire admettre que les mêmes résultats seraient obtenus dans des constructions soumises sur leurs deux parements à des charges d'eau différentes ou variables. Dans ces cas difficiles, la réussite serait plus certaine si l'on mélangeait ces ciments parfaitement pulvérisés avec une petite proportion de chaux hydratée, et si l'on ne les employait qu'après une digestion de plusieurs semaines. Toutes les actions chimiques seraient prêtes pour donner une prise complète et régulière, en laissant assez de chaux libre pour produire le carbonate de chaux préservateur.

Des pouzzolanes. On a employé dans les constructions à la mer des mortiers composés de mélanges variables ; de pouzzolanes naturelles et artificielles, de chaux grasse ou de chaux hydraulique et de sable, Nous pourrions citer

des cas assez nombreux de non-réussite qui démontrent la grande difficulté que présente l'emploi de ces matériaux.

Les pouzzolanes naturelles sont des roches volcaniques qui contiennent combinées avec la silice un assez grand nombre de bases : l'alumine, l'oxyde de fer, la chaux, la magnésie, les alcalis. Elles ont pour caractère analytique d'être attaquées facilement par les agents de la voie humide, les acides et les alcalis.

Le mélange de ces silicates avec de la chaux grasse en excès, mis en présence de l'eau, donne lieu à des réactions assez compliquées; la chaux s'hydrate et agit alors sur le silicate employé pour produire du silicate de chaux et de l'aluminate de chaux dont l'hydratation détermine la prise du mortier. Pendant la période qui précède la prise, les autres actions chimiques sont à peu près les mêmes que dans le cas des mortiers à chaux hydrauliques. Une partie de la chaux est dissoute, une autre est transformée en composés solubles ou inertes par l'action des sels de magnésie, par l'acide carbonique et par l'hydrogène sulfuré. La prise est certainement partielle, c'est-à-dire que le mortier solidifié contient encore de la chaux libre et des silicates sur lesquels la chaux peut encore agir progressivement. Par conséquent les actions chimiques de l'eau de mer ultérieures à la prise sont accompagnées de l'action de la chaux en excès sur le silicate et toutes ces actions doivent concourir à la désagrégation du mortier.

Deux moyens se présentent pour éviter ces inconvénients :

1° L'emploi d'une proportion de chaux très-faible;

2° Une très-longue digestion préalable en présence d'une faible quantité d'eau, qui permet à la chaux de

compléter la transformation de la pouzzolane avant l'emploi dans les mortiers.

Le premier moyen est évidemment défectueux, parce que la chaux, employée en trop faible proportion, ne peut utiliser qu'une partie de la pouzzolane, et qu'ensuite, après la prise, il ne reste plus assez de chaux libre pour protéger le mortier poreux par la formation de carbonate de chaux vers la surface.

Le second moyen est, au contraire, rationnel à tout égard : il utilise complétement la pouzzolane; les actions chimiques sont toutes préparées au moment de l'immersion; la prise est assez rapide et régulière; et enfin il est possible de régler la proportion de chaux libre par des expériences préliminaires, de manière à ce qu'il puisse se former la quantité la plus convenable de carbonate de chaux par l'action de l'acide carbonique contenu dans l'eau de mer.

L'emploi des chaux hydrauliques en place des chaux grasses ne nous paraît offrir aucun avantage : ces chaux ne peuvent agir sur les pouzzolanes que par l'excès de chaux libre contenue; on doit donc les mélanger aux pouzzolanes dans une proportion considérable. Il faut ensuite chercher les précautions nécessaires pour régulariser l'hydratation du silicate et de l'aluminate de chaux, formés par voie sèche existant dans les chaux hydrauliques, et des composés correspondants qui sont produits par voie humide par l'action de la chaux libre sur la pouzzolane.

Il est certainement difficile d'obtenir le parallélisme de ces réactions si diverses autrement que par une longue digestion préalable de toutes les matières faiblement imprégnées d'eau. Alors l'emploi des chaux hydrauliques ne présente d'autre avantage qu'une diminution dans la proportion de la pouzzolane.

Sous la désignation de pouzzolanes artificielles on s'est beaucoup servi d'argiles plus ou moins pures soumises à une calcination modérée.

Les argiles pures sont inférieures aux pouzzolanes naturelles, parce qu'elles sont moins rapidement attaquées par la chaux. La prise sous l'eau est progressive, et par suite on doit toujours craindre que les premières parties solidifiées ne soient désagrégées par des actions moléculaires ultérieures.

Les argiles calcaires et ferrugineuses donnent par calcination des produits qui s'éloignent beaucoup des pouzzolanes et qui, mélangés avec un faible excès de chaux, ne sauraient produire des mortiers convenables. Ces mélanges réussissent dans certains cas et donnent des résultats très-défavorables dans d'autres circonstances. Nous leur reprochons surtout l'incertitude dans laquelle on est du résultat définitif dans une construction spéciale. Les réactions qui produisent une prise durable sont trop complexes pour qu'on puisse d'avance prévoir la réussite.

On peut tirer un bon parti des argiles calcinées, pures ou calcaires et ferrugineuses, en les mélangeant avec un excès de chaux hydratée et faisant digérer les matières pendant plusieurs mois ou même pendant des années. L'action de la chaux sur l'argile étant complétée avant l'immersion, la prise pourra se faire par des réactions très-simples et simultanées.

Avec la même précaution, on peut employer très-avantageusement les laitiers de hauts fourneaux et plusieurs autres silicates artificiels, facilement attaquables par les acides, abondants dans certaines localités. Il est certain que par une longue digestion avec de la chaux hydratée, les silicates seront transformés complétement en silicate et aluminate de chaux, et que

le mélange de ces composés avec un petit excès de chaux libre peut donner sous l'eau d'excellents résultats.

Actions spéciales de l'eau de mer. Dans le cours de notre mémoire, nous avons exposé les différences d'action chimique de l'eau de mer et de l'eau douce sur les mortiers et les ciments; nous pouvons les résumer en très-peu de mots.

L'eau de mer retarde plus ou moins la prise des mortiers et des ciments; le retard ne peut être attribué qu'à la présence du sel marin, qui est le seul sel en proportion notable.

L'effet est analogue à celui qu'on observe sur un certain nombre de matières organiques, qui perdent une grande partie de leur eau d'hydratation dans une dissolution concentrée de chlorure de sodium. On doit accepter le retard dans la prise comme un fait plutôt qu'on ne doit chercher à l'expliquer.

Avant et après la solidification, l'eau de mer exerce sur les mortiers et ciments des actions diverses : les unes sont à peu près constantes dans tous les ports, ce sont celles des sels de magnésie; les autres sont extrêmement variables suivant les localités, et sont toujours plus énergiques que celles du sulfate de magnésie, ce sont les actions de l'acide carbonique et de l'hydrogène sulfuré.

Ces actions variables nous paraissent être celles qui causent principalement la différence de réussite des mortiers et des ciments dans l'eau de mer et dans l'eau douce. Elles exigent pour chaque port de mer des séries nombreuses d'expériences spéciales pour chaque nature de matériaux hydrauliques.

Conclusions. Les nombreuses analyses que nous avons présentées dans cette première partie de notre travail, les discus-

sions dans lesquelles nous sommes entré au sujet des propriétés et des actions chimiques des corps qui sont mis en présence dans les constructions à la mer, nous ont conduit aux conclusions suivantes :

1° Les mélanges naturels ou artificiels de calcaires, de sable fin et d'argile ne peuvent donner par la cuisson des produits capables d'être employés avec succès que s'ils sont parfaitement intimes et homogènes. Un grand nombre de bancs calcaires présentent une grande hétérogénéité dans la dissémination du sable et de l'argile : on ne peut utiliser les produits de l'exploitation qu'après les avoir pulvérisés et rendus homogènes par des procédés mécaniques : ces opérations doivent précéder la cuisson.

2° Les mortiers et les ciments ne sont stables que s'ils présentent une texture assez compacte, et en même temps, vers la surface des constructions, une assez grande proportion de carbonate de chaux, pour que l'eau de mer ne puisse pas se renouveler facilement dans leur intérieur. Les conditions à remplir présentent des difficultés variables avec la nature des constructions et avec la composition de l'eau de mer dans les différents ports.

3° On ne peut déterminer les précautions pratiques les plus convenables, la meilleure composition chimique des matériaux à employer, que par des expériences spéciales faites dans les localités elles-mêmes, dans des conditions très-voisines de celles dans lesquelles les constructions seront placées. Les expériences faites dans des cuves ne peuvent donner que des indications incomplètes. Les précautions pratiques ont une importance au moins aussi grande que la composition chimique des matériaux.

4° Les chaux hydrauliques siliceuses, comme celles

du Theil, font prise par l'hydratation du silicate de chaux produit par la cuisson; l'hydrosilicate a une composition nettement définie, représentée par la formule $SiO_3 + 3CaO + 6HO$.

Les précautions à prendre dans l'emploi de ces chaux hydrauliques sont relatives à l'excès de chaux contenue, lequel doit être d'autant moins grand que l'eau de mer contient moins d'acide carbonique et d'hydrogène sulfuré.

5° On peut obtenir d'excellentes chaux hydrauliques artificielles en mélangeant intimement des calcaires à peu près purs avec du sable fin, avec du silex porphyrisé, dans la proportion de 20 à 25 de silex ou sable très-fin pour 80 à 75 de calcaire, et soumettant à une cuisson modérée : on obtiendra des produits d'autant meilleurs qu'on aura mis plus de soins à rendre le mélange intime et homogène.

6° Les chaux hydrauliques provenant de la cuisson des mélanges, naturels ou artificiels, de calcaire et d'argile, dans lesquels la chaux est cependant prédominante, présentent un peu plus de difficulté dans l'emploi. Il faut faire accorder l'hydratation de l'aluminate de chaux avec celle du silicate de chaux. Cette difficulté est rachetée par un avantage notable : les chaux hydrauliques alumineuses ont plus de liant que les chaux siliceuses.

7° Les chaux hydrauliques artificielles peuvent être au moins aussi bonnes que les chaux naturelles, si l'on apporte un soin convenable à rendre intime et homogène le mélange du calcaire avec l'argile. La proportion de 20 à 22 d'argile pour 80 de calcaire paraissent les plus convenables dans la plupart des cas.

8° Dans la composition des mortiers on peut introduire du sable un peu argileux, dans le cas seulement où la

chaux hydraulique contient un trop grand excès de chaux libre. Le mortier a plus de liant, est plus compacte après la prise, résiste mieux à l'action de l'eau de mer. Un excès d'argile serait très-nuisible. Ce n'est donc qu'avec une grande prudence, et en s'appuyant sur des expériences spéciales, qu'on doit employer du sable argileux dans les mortiers.

9° Les ciments à prise rapide, obtenus à une température modérée, sont toujours d'un emploi difficile à la mer. Le composé qui détermine principalement la prise est encore l'hydrosilicate $SiO_3 + 3CaO + 6HO$; il est quelquefois accompagné d'un peu d'aluminate de chaux, de silicate d'alumine et de chaux, et plus rarement de sulfate de chaux. Ces composés sont peu utiles ou même nuisibles : ainsi les deux derniers peuvent donner lieu à des actions moléculaires postérieures à la prise, et qui déterminent la désagrégation ou le gonflement du ciment.

Ces ciments ne contiennent pas de chaux libre, et par suite ne peuvent être préservés de la pénétration de l'eau de mer que par leur compacité ou par des circonstances extérieures.

On peut les employer avec plus de certitude en les mélangeant avec une certaine proportion de chaux hydratée, et faisant digérer le mélange pendant un temps assez long. Des expériences pratiques seront nécessaires dans chaque localité et pour chaque espèce de ciment, pour déterminer la proportion de chaux, celle de l'eau, et le temps de la digestion préalable.

10° Les ciments fortement cuits, contenant un très-faible excès de chaux, naturels ou artificiels, analogues à ceux de Portland, doivent leur solidité sous l'eau au silicate de chaux hydraté $SiO_3 + 3CaO + 3HO$. Ils contiennent moins d'eau que celui des chaux hydrauliques

et ciments soumis à une température moins élevée. Ils peuvent donner de très-bons résultats pour les blocs constamment immergés. Dans d'autres conditions ces ciments ne peuvent réussir que si les précautions de la mise en œuvre donnent aux mortiers une compacité suffisante pour éviter la pénétration facile de l'eau de mer. Ils résisteraient certainement mieux si on les mélangeait avec une faible proportion de chaux hydratée, et si le mélange était soumis à une digestion préalable de quelques mois.

11° Les pouzzolanes artificielles peuvent bien rarement donner des résultats favorables. Avec les pouzzolanes naturelles on doit employer les chaux grasses de préférence aux chaux hydrauliques. Les réactions qui déterminent la prise sont assez complexes et successives; elles ne peuvent être régularisées que par une longue digestion préalable de toutes les matières intimement mélangées. Cette précaution est adoptée par quelques ingénieurs, et paraît être la condition principale de la stabilité des mortiers à pouzzolanes.

12° L'eau de mer exerce sur les matières et les ciments des actions différentes de celles de l'eau douce, non-seulement par suite des mouvements plus répétés et plus violents des marées et des vagues, mais encore et principalement en raison des sels, de l'acide carbonique et de l'hydrogène sulfuré qu'elle tient en dissolution. Le sel marin retarde en général la prise des ciments et des mortiers; les sels de magnésie exercent une action notable, et sensiblement la même dans tous les ports, sur la chaux non combinée et sur l'aluminate de chaux. Il est facile de tenir compte de ces deux actions par un petit nombre d'expériences comparatives. L'acide carbonique et l'hydrogène sulfuré se présentent en proportions très-variables dans les différentes locali-

tés ; ils agissent depuis le moment de l'immersion jusqu'à la décomposition complète, ou bien jusqu'à ce que les mortiers ou ciments soient devenus solides et imperméables. Leur action se porte d'abord sur la chaux libre, ensuite sur celle combinée à l'alumine et à la silice. Nous considérons ces deux gaz comme les principaux agents de décomposition ; ils sont d'autant plus difficiles à combattre qu'ils exigent, en raison de leur proportion variable, des précautions spéciales dans chaque port.

13° Les cas de décomposition des mortiers n'ont été bien constatés que depuis un petit nombre d'années, à la suite d'un emploi plus général des grandes masses de béton. Les différences d'action de l'eau de mer et de l'eau douce ne sont pas de nature à faire admettre que les fondations en bétons, employées maintenant en eau douce, soient à l'abri de tout danger.

TABLEAU A. — *Composition des calcaires du Theil, des calcaires de Fécamp et des marnes de Vitry-le-Français.*

	CALCAIRES DU THEIL.																			COMPOSITION moyenne du mélange sable et argile.
	Carrière Alignole.						Carrière Gaillant.			La Tuilière	Carrière Havin-Lafarge.									
	A.S	A.S'	A.M	A.M'	A.I	A.I'	G.S	G.M	G.I	L.R	F.I	F.I'	F.2	F.2'	F.3	F.4	F.V	F.L	F.M	
Sable fin et argile	0,107	0,150	0,150	0,100	0,140	0,133	0,124	0,167	0,140	0,177	0,160	0,154	0,123	0,120	0,154	0,170	0,150	0,150	0,171	Sable.... 0,90
Oxyde de fer	0,006	trac.	trac.	0,004	0,010	trac.	trac.	trac.	trac.	trac.	0,010	0,004	0,010	trac.	trac.	0,013	0,007	0,010	0,017	Argile... 0,10
Chaux	0,485	0,465	0,471	0,496	0,460	0,472	0,480	0,460	0,470	0,454	0,372	0,464	0,480	0,492	0,470	0,455	0,463	0,465	0,442	
Eau, acide carbonique et matières organiques.	0,394	0,377	0,372	0,396	0,385	0,387	0,387	0,371	0,387	0,362	0,455	0,374	0,381	0,385	0,372	0,360	0,376	0,371	0,365	
	0,992	0,992	0,996	0,996	0,995	0,992	0,991	0,993	0,997	0,993	0,997	0,996	0,994	0,997	0,996	0,998	0,996	0,996	0,995	1,00

A.S, A.M, A.I. Carrière Alignole : bancs supérieurs, moyens, inférieurs; échantillons pris à l'extrémité nord de la carrière.

A.S', A.M', A.I'. Carrière Alignole : bancs supérieurs moyens, inférieurs; échantillons pris à l'extrémité sud de la carrière.

G.S, G.M, G.I... Carrière Gaillant : échantillons des bancs supérieurs, moyens, inférieurs.

L.R........ Échantillons pris dans la carrière de la Tuilière. Les bancs contiennent des rognons blancs très-durs; les chaux qui en proviennent ne sont pas considérées comme de très-bonne qualité.

F.I, F.2, F.4... Bancs moyens, supérieurs, inférieurs de la carrière Havin-Lafarge, pris au nord.

F I', F.2'..... Bancs moyens, supérieurs, inférieurs de la carrière Havin-Lafarge, pris au sud.

F.V........ Carrière Havin-Lafarge : échantillons pris dans les bancs veinés blanc et bleu.

F.L........ Carrière Havin-Lafarge : échantillons des bancs dits pierre morte et considérés comme de mauvaise qualité.

F.M........ Échantillons pris dans une carrière située à 100 mètres au nord de celle Havin-Lafarge; les bancs sont plus élevés que les bancs supérieurs de la carrière précédente et sont considérés comme donnant des chaux de mauvaise qualité.

	Calcaires de Fécamp.									
	N° 1.	N° 2.	N° 3.	N° 4.	N° 5.	N° 6.	N° 7.	N° 8.	N° 9.	N° 10
Sable fin et argile.	0,064	0,058	0,056	0,094	0,080	0,090	0,084	0,140	0,295	0,250
Oxyde de fer....	0,007	0,006	0,005	0,006	0,007	0,006	0,011	0,010	0,020	0,018
Chaux........	0,486	0,484	0,492	0,487	0,480	0,490	0,498	0,446	0,360	0,380
Eau, acide carbonique.	0,440	0,446	0,444	0,410	0,427	0,410	0,400	0,400	0,320	0,346
	0,997	0,994	0,997	0,997	0,994	0,996	0,993	0,996	0,995	0,994

Les numéros des échantillons sont ceux des bancs exploités pour pierres de construction. Le mélange sable et argile contient :

Silice........	0,733	ou	Sable fin......	0,199
Alumine.......	0,267		Argile.........	0,801
	1,000			1,000

	Calcaires à ciment hydraulique de Vitry-le-Français.									
	N° 1.	N° 2.	N° 3.	N° 4.	N° 5.	N° 6.	N° 7	N° 8.	N° 9.	N° 10
Argile........	0,210	0,280	0,264	0,218	0,160	0,374	0,230	0,200	0,167	0,207
Silice........	0,074	0,086	0,080	0,054	0,056	0,100	0,042	0,066	0,037	0,035
Ox. de fer, alumine	0,016	0,030	0,024	0,022	0,010	0,024	0,020	0,020	0,013	0,030
Chaux........	0,356	0,296	0,324	0,366	0,396	0,240	0,358	0,378	0,409	0,375
Magnésie......	0,010	»	»	»	0,006	0,002	»	»	»	»
Perte au feu....	0,381	0,302	0,303	0,340	0,360	0,260	0,342	0,332	0,360	0,345
	0,997	0,994	0,995	1,000	0,988	1,000	0,992	0,996	0,986	0,992

N° 1. Fouille du pont à l'est.
N° 2. Marne du désert (2e fouille).
N° 3. *Id.* (1re fouille).
N° 4. Fouille du pont, banc bleu.
N° 5. *Id.* au nord-ouest.
N° 6. Marne de Favresse.
N° 7. Fouille de Marolles.
N° 8. Fouille du pont, à l'est, à 40 mètres de la rivière.
N° 9. Marne de la Fauvage.
N° 10. Marne du désert.

TABLEAU B. — *Composition des chaux hydrauliques et des ciments.*

	1	2	3	4	5	6	7
Eau.	0,066	0,076	0,075	0,045	0,120	0,135	0,125
Acide carbonique.	0,028	0,007	0,005	0,005	0,004	0,005	0,002
Silice.	0,213	0,215	0,218	0,172	0,174	0,136	0,134
Oxyde de fer et alumine.	0,017	0,017	0,017	trac.	0,045	0,033	0,037
Chaux.	0,620	0,647	0,650	0,762	0,613	0,637	0,650
Sable inerte.	0,030	0,030	0,030	0,016	0,040	0,050	0,046
	0,991	0,992	0,995	1,000	0,996	0,996	0,997

	a	b	c	d
Silice.	0,249	0 220	0,203	0,233
Acide sulfurique.	»	0,006	0,007	0,007
Acide carbonique.	trac.	trac.	trac	trac.
Alumine.	0,052	0,050	0,065	0,080
Oxyde de fer.	0,054	0,011	0,035	0,045
Chaux.	0,627	0,689	0,653	0,625
Eau.	0,014	0,016	0,076	0,004
	0,996	0,992	0,989	0,994
Chaux soluble dans l'eau.	0,065	0,049	0,067	0,047

Combinaisons de silice, alumine et chaux.

»	a	b	c	d
Silice.	249	220	203	233
Alumine.	52	50	65	80
Chaux.	562	635	580	572
Oxygène contenu.				
Silice.	133	117	107	123
Alumine.	23	23	30	38
Chaux.	160	180	165	161

Ciments naturels de Vitry-le-Français.

	e	f	g	h
Eau.	0,260	0,236	0,140	0,200
Acide carbonique.	0,030	0,035	0,071	0,044
Silice.	0,178	0,200	0,236	0,185
Alumine.	0,062	0,080	0,080	0,066
Oxyde de fer.	0,035	0,032	0,040	0,031
Chaux.	0,416	0,380	0,417	0,447
Argile inerte.	0,011	0,032	0,020	0,020
	0,992	0,996	0,992	0,993
Chaux soluble.	0,050	0,030	0,010	0,040
Carbonate de chaux.				
Acide carbonique.	0,030	0,035	0,071	0,044
Chaux.	0,042	0,049	0,098	0,062

Composition du silicate.

	e	f	g	h
Silice.	178	200	230	200
Alumine.	62	80	80	66
Chaux.	324	301	309	345
Eau.	250	226	137	187
Oxygène contenu.				
Silice.	94	106	125	106
Alumine.	29	37	37	31
Chaux.	92	85	86	98
Eau.	220	201	122	166

1, 2, 3, chaux provenant de la cuisson des calcaires du Theil, des carrières de M. Havin-Lafarge.
1, chaux blutée provenant de la trituration des grappiers.
2, 3, chaux blutée avec addition de grappiers pulvérisés.
4, chaux du Theil proposée pour les travaux du Havre.
5, Chaux de Graville, obtenue pour la cuisson prolongée des calcaires du banc n° 1.
6, 7, Chaux de Graville, obtenue pour la cuisson ordinaire et prolongée du banc n° 2.
a, ciment de Portland anglais employé au Havre.
b, Ciment de Portland (White and brothers) non tamisé.
c, — — tamisé.
d, — — résidu écrasé tamisé.

Ciments naturels de Vitry-le-Français ayant fait prise, mais non immergés.

e, ciment du désert.
f, ciment vif de la Fauvage.
g, ciment brûlé du désert.
h, ciment ayant fait prise à la pluie.

Tableau C. — *Bétons provenant des blocs artificiels employés dans le port de Marseille.*

(Les mortiers ont été faits avec un mélange de sable et chaux du Theil.)

	A	B	C	D	E	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Eau hygrométrique	0,024	0,030	0,040	0,026	0,050	0,034	0,032	0,054	0,060	0,044	0 022	0,032	0,020	0,048	»
Eau de combinaison	0,080	0,083	0,080	0,071	0,075	0,082	0,078	0,061	0,095	0,080	0,086	0,074	0,069	0,087	»
Acide carbonique	0,066	0,068	0,066	0,080	0,112	0,150	9,070	0,123	0,120	0,158	0,160	0,190	0,183	0,149	»
Acide sulfurique	»	»	0,003	0,005	0,004	0,006	traces	traces	0,004	0,005	0,007	0,002	0,002	0,010	»
Silice	0,060	0,056	0,058	0,048	0,054	0,044	0,064	0,106	0,110	0,054	0,056	0,048	0,052	0,054	»
Alumine	0,005	0,006	0,004	0,006	0,007	0,004	0 006	0,008	0,009	0,006	0,064	0,005	0,004	0,005	»
Oxyde de fer	0,005	0,008	0,004	0,004	0,004	0,010	0,008	0,010	0,011	0,008	0,006	0,007	0,007	0,006	»
Chaux	0,223	0,242	0,234	0,224	0,272	0,274	0,230	0,340	0,335	0,336	0,364	0,354	0,342	0,317	»
Magnésie	traces	traces	0,002	0,004	traces	0,004	traces	»	»	»	0,002	»	»	0,003	»
Sels alcalins	0,005	0,004	0,006	0,012	0,003	0,011	0,003	0,002	0,003	0,003	0,010	0,009	0,012	0,006	»
Sable	0,530	0 498	0,498	0,514	0,410	0,380	0,504	0,280	0,244	0.300	0,280	0,274	0,303	0,309	»
	0,998	0,995	0,995	0,994	0,994	0,999	0,995	0,994	0,991	0,994	0,997	0,995	0,994	0,994	»
Chaux soluble dans l'eau	0,030	0,030	0,044	0,030	0,030	0,028	0.022	0,010	0,009	0,025	0,028	0,020	0,020	0,020	»
Carbonate de chaux	0,147	0,152	0,147	0,184	0.249	0,333	0,155	0,273	0,266	0,353	0,358	0,422	0,407	0,331	»
Hydrosilicate de chaux	0,242	0,258	0,234	0,200	0,226	0,180	0,258	0,357	0,378	0,236	0,268	0,217	0,213	0,238	0,2504
Composition de l'hydrosilicate.															
Silice	0,060	0,056	0,058	0,048	0.054	0,044	0,064	0,106	0,110	0,054	0,056	0,048	0,052	0,054	0,0617
Chaux	0,112	0,129	0,110	0,090	0,103	0,064	0,123	0,180	0,180	0,111	0,134	0,101	0,098	0,107	0,1173
Eau	0,070	0,073	0,066	0,062	0,069	0,072	0,071	0,071	0,088	0,071	0,078	0,068	0,063	0,077	0,0714
Oxygène contenu dans la silice, la chaux et l'eau de l'hydrosilicate.															
Silice	318	297	307	254	286	233	333	562	583	285	297	254	270	286	327
Chaux	317	361	312	255	292	182	349	511	511	313	380	284	274	308	333
Eau	624	630	587	550	613	640	626	626	782	626	691	610	560	690	635

* *Désignation des échantillons.*

A, bloc immergé au Frioul ; béton pris au centre.
B, C, — entre le centre et la surface.
D, E, — sur le parement.
*, — pris au centre.

1, 9, Avant-port sud ; bloc artificiel, parement.
6, 8, — bloc entre le centre et le parement.
3, 4, — jetée du large. béton pris sur la retraite du quai.
5, 7, — bloc artificiel ; béton pris au centre.
10, composition moyenne de l'hydrosilicate dans les 14 échantillons.

TABLEAU D. — *Bétons provenant des blocs artificiels immergés en avant de la digue, à Cherbourg, et mortiers provenant du mur d'enceinte de la Floride, au Havre.*

	1	2	3	4	5	*a*	*b*	*c*
Eau hygrométrique	0,080	0,066	0,066	0,056	»	0,012	0,014	»
Eau combinée	0,071	0,067	0,089	0,083	»	0,091	0,073	»
Acide carbonique	0,017	0,018	0,017	0,017	»	0,123	0,088	»
Acide sulfurique	0,006	0,003	0,002	0,003	»	0,005	0,004	»
Silice	0,074	0,990	0,080	0,092	»	0,070	0,068	»
Alumine	0,023	0,020	0,020	0,021	»	0,010	0,006	»
Oxyde de fer	0,023	0,033	0,030	0,020	»	0,012	0,012	»
Chaux	0,210	0,191	0,190	0,235	»	0,244	0,192	»
Magnésie	0,003	traces	0,012	traces	»	»	»	»
Sels alcalins	0,028	0,018	0,008	0,007	»	»	»	»
Sable et argile	0,457	0,487	0,478	0,456	»	0,428	0,540	»
	0,992	0,993	0,992	0,989	»	0,995	0,992	»
Chaux soluble dans l'eau	0,030	0,018	0,020	0,030	»	0,025	0,026	»
Carbonate de chaux	0,037	0,039	0,037	0,037	»	0,273	0,184	»
Silicates hydratés	0,314	0,318	0,330	0,368	0,332	0,231	0,211	0,220
Composition des silicates.								
Silice	0,074	0,090	0,080	0,092	0,084	0,070	0,068	0,069
Alumine	0,023	0,020	0,020	0,021	0,021	0,010	0,006	0,008
Chaux	0,160	0,151	0,150	0,185	0,161	0,069	0,064	0,066
Eau	0,057	0,057	0,080	0,070	0,066	0,082	0,073	0,077
Oxygène contenu.								
Silice	392	477	424	487	445	365	360	363
Alumine	110	94	94	95	95	47	28	37
Chaux	454	429	428	525	455	198	181	190
Eau	507	507	712	623	587	715	649	682

DÉSIGNATION DES ÉCHANTILLONS.

1, bloc de Cherbourg en bon état de conservation; le mortier a été composé de :
- 1 vol. ciment Parker.
- 1 vol. ciment Portland.
- 4 vol. sable.

2, bloc de Cherbourg en bon état; le mortier a été composé de :
- 1 vol. ciment Parker.
- 1 vol. 1/2 sable.

3, bloc de Cherbourg en bon état; le mortier est composé de :
- 1 vol. ciment Medina.
- 2 vol. sable.

4, bloc de Cherbourg en bon état; le mortier a été composé de :
- 1 vol. ciment Portland.
- 3 vol. sable.

Les blocs, gâchés à l'eau de mer, sont immergés depuis 4 à 5 ans.

5, composition moyenne du silicate hydraté pour les 4 échantillons.

a, *b*, mortier du mur d'enceinte de la Floride, au Havre.

c. composition moyenne du silicate.

TABLEAU E. — *Composition des pouzzolanes naturelles.*

	1	2	3	4	5
Partie inattaquable par voie humide.					
Silice	0,280	0,327	0,230	0,335	0,250
Alumine	0,050	0,081	0,060	0,082	0,067
Chaux	0,012	0,012	0,010	0,013	0,013
Partie attaquable par voie humide.					
Silice	0,295	0,195	0,310	0,210	0,282
Alumine	0,051	0,097	0,105	0,107	0,029
Oxyde de fer	0,039	0,063	0,061	0,068	0,218
Chaux	0,065	0,080	0,030	0,015	0,090
Magnésie	0,011	0,009	0,007	0,011	»
Alcalis	0,064	0,026	0,100	0,030	0,012
Perte par calcination	0,126	0,102	0,077	0,124	0,041
	0,993	0,992	0,990	0,995	0,993

Désignation des échantillons.

1, 3, trass de Hollande.
2, pouzzolane d'Italie.
4, pouzzolane de l'Hérault.
5, pouzzolane d'Auvergne (montagne Gravenaire).

NOTE

SUR DEUX CRISTAUX DE ZIRCON BASÉS.

Par M. FRIEDEL,
attaché à la collection de minéralogie de l'École des mines.

J'ai rencontré dans la collection de minéralogie de l'École des mines deux cristaux indiqués comme provenant de Serro-de-Frio (Brésil) et qui méritent une courte description.

Ils ont toute l'apparence du zircon et ressemblent surtout aux cristaux de Friedrikswaern (Norwége). Comme ces derniers, ils ont une couleur brune et les faces verticales du prisme striées horizontalement; mais tous deux portent une base. Dans le plus grand des deux cristaux (*fig.* 5, Pl. IX), elle est très-large et miroitante, mais en même temps courbée de manière à ne pas permettre des mesures très-précises. Elle est accompagnée des faces ordinaires b' et M, d'une facette inclinée sur l'angle A et coupant les arêtes verticale et horizontale sous des longueurs proportionnelles à 1 : 1 : 1/2, et de plus d'un octaèdre b^2 qui n'a pas encore été signalé chez le zircon.

Le petit cristal (*fig.* 6) a sa base bien établie et sensible seulement par miroitement à une vive lumière. Il porte d'ailleurs les mêmes faces que le grand, sauf l'octaèdre b^2, qui est remplacé par l'octaèdre $b^{1/2}$.

Je me suis assuré que la dureté des deux cristaux, inférieure à celle du quartz, ne diffère pas sensiblement de celle des zircons de Norwége. Les clivages parallèles aux faces du prisme M sont assez nettement indiqués.

Une esquille, détachée du grand cristal, s'est complétement décolorée au chalumeau sans subir d'autre altération, et a pu servir ensuite à reconnaître, au moyen du microscope polarisant les propriétés des substances biréfringentes à un axe positives.

Le poids spécifique du grand cristal s'est trouvé à 21°C. de 4.47 :

Poids dans l'air.	1.665
Perte de poids dans l'eau. . . .	0.372

et celui du petit cristal de 4.41 :

Poids dans l'air.	0.390
Perte de poids dans l'eau. . . .	0.068

Tous ces caractères s'accordent avec ceux du zircon. Il en est de même des angles, dans les limites où l'on sait qu'ils peuvent varier pour cette espèce minérale.

	GRAND CRISTAL.	PETIT CRISTAL.	ANGLES de Brooke et Miller.
b^1 sur b^1 adjacent. . . .	125° 5'	124° 39'	123° 19'
b^1 sur b^1 au sommet. . . .	98 36	97 46	95 40
b^1 sur $b^{1/3}$.	» »	152 50	152 22
b^1 sur b^2.	161 10	» »	» »
b^2 sur b^2 adjacent.	149 30	» »	» »
b^2 sur b^2 au sommet. . . .	136 10*	» »	» »
b^1 sur M	130 42*	131 7*	132 10
a^1 sur a^1 (1) adjacent. . . .	» »	147 17	147 3
a^1 sur b^1.	150 40	150 10	» »
a^1 sur b^1.	» »	94 39	» »
a^1 sur a^1.	» »	64 50	» »

(1) $a^1 = (h^1 b^1 b^{1/2})$.

Les trois derniers angles sont pris dans une même zone.

Les angles marqués de * sont calculés.

NOTE

SUR

L'ACTION DES FREINS A FROTTEMENT ET SUR LEUR DISTRIBUTION DANS UN CONVOI.

Par M. GENTIL, ingénieur des mines.

De toutes les questions à l'ordre du jour pour assurer la sécurité sur les chemins de fer, celle de l'amélioration des freins est une des plus étudiées; malheureusement la. plupart des inventeurs tombent dans des erreurs capitales, ou bien ceux qui ont véritablement trouvé quelque chose se figurent qu'ils produiront des effets extraordinaires. Tant qu'on n'emploie comme résistance que la force de frottement, quel que soit le système, on ne peut dépasser une certaine limite, et quelle que soit la force qu'on emploiera, on ne doit pas chercher à dépasser aussi une certaine limite. Ce n'est pas généralement dans le système du frein qu'est le vice de l'exploitation à ce point de vue, mais c'est dans le manque d'entretien et la négligence du service. Je me suis proposé d'éclairer cette question dans le travail qui suit. Il a pour but d'établir aussi approximativement que possible, en supposant de bons freins convenablement manœuvrés :

1° La limite minimum d'arrêt de laquelle on peut approcher;

2° La limite minimum que l'on peut atteindre au moyen de freins à frottements;

3° La limite à laquelle on pourrait prétendre avec

une distribution réglementaire des freins applicable aux matériels actuels des compagnies et principalement aux modèles de construction récente;

4° Un tableau réglant le nombre des wagons à freins, pour une vitesse et un tonnage donné; et la comparaison avec le tableau en usage actuellement dans la plupart des compagnies.

Effet produit par un arrêt instantané du véhicule.

Il est facile de se rendre compte, en premier, lieu de l'effet que produirait l'arrêt subit d'un véhicule lancé aux différentes vitesses des trains, sur un voyageur placé dans un wagon.

Si l'on désigne par V la vitesse à la seconde, le voyageur sera lancé avec une quantité de mouvement proportionnelle à V et à sa masse, et égale à celle qu'aurait un corps pesant tombant de la hauteur $h=\frac{V^2}{2g}$, g étant l'accélération correspondante à la pesanteur; ce qui donne le tableau suivant.

Vitesses à l'heure, en kilomètres.	Vitesses à la seconde, en mètres.	Hauteurs en mètres.		
25	6,94	2,456	entresol	d'une haute maison.
30	8,33	3,533	1er étage	
40	11,11	6,293	2e étage	
50	13,88	9,825	3e étage	
60	16,66	14,159	4e étage	

Il n'y a donc pas lieu de chercher à arrêter subitement un train.

Limite de la variation de la vitesse.

Si l'on représente par V′ la vitesse que prend le véhicule au lieu de s'arrêter, la quantité de mouvement qui déterminerait le choc contre la paroi serait proportionnelle à $V - V'$; et, un corps tombant à plat sur la paroi d'un véhicule d'une hauteur de $0^m,25$, ne sera pas sérieusement affecté, et le voyageur assis résistant

toujours par son contact avec le véhicule le sera encore moins.

De là on tire $V - V' = 2^m,21$, $2^m,21$ étant la vitesse acquise au bout d'une chute de $0^m,25$.

On peut se proposer de déterminer quelle serait la force capable de produire la variation précédente ; supposons pour cela qu'un centre d'attraction analogue à celui de la terre, et n'agissant que sur le véhicule se présente instantanément en sens inverse du mouvement, en supposant que le voyageur soit placé comme un corps glissant sans frottement, le choc aura lieu en vertu de la différence entre la vitesse initiale et la vitesse du véhicule à l'instant du contact, c'est-à-dire lorsque le corps lancé aura atteint un obstacle placé à une certaine distance dans l'intérieur du véhicule. Limite de la force que l'on peut employer pour retenir un train.

En désignant par d cette distance, et par K le rapport de l'accélération de la force cherchée à celle de la pesanteur, par la formule la plus simple du mouvement, on a :

$$K = \frac{(2,21)^2}{2gd},$$

La largeur minimum d'un compartiment de troisième classe est de $1^m,50$; en prenant donc $d = 0^m,75$, on aura le maximum de K, et par suite de la force.

On trouve ainsi $K = 0,33$, environ $1/3$.

Par conséquent, dans les véhicules actuels, pour éviter un choc nuisible, on ne peut pas imprimer une force retardatrice atteignant le tiers de la pesanteur.

Il résulte de là que pour les vitesses considérées précédemment, et en disposant d'une force attractive analogue à la pesanteur, ne pouvant donner à cette force que le tiers au plus de l'intensité de la pesan- Limite d'arrêt que l'on ne peut dépasser.

teur, on ne pourra arrêter qu'aux distances suivantes :

Vitesses en kilomètres.	Distance d'arrêt minimum.
	mill. mèt.
25	7,368 ou 8
30	10,599 ou 11
40	18,879 ou 19
50	29.475 ou 30
60	42,477 ou 43

Limite minimum que l'on peut atteindre en utilisant les forces de frottement.

Jusqu'à présent la seule force retardatrice qu'on ait employée est la force de frottement ; le coefficient de frottement est variable ; voici les nombres entre lesquels il varie pour l'hypothèse où il est constant quelle que soit la vitesse, loi admise généralement, mais qui peut être contestée.

	Valeurs du coefficient de frottement.
Rails très-secs.	0,30
Rails ordinaires.	0,166
Rails un peu humides.	0,125
Rails humides.	0.10

Choix du coefficient d'adhérence ou de frottement.

Parmi toutes les valeurs de ce coefficient, on doit choisir, pour établir la distribution des freins, celle qui correspond à l'état ordinaire des rails, et même un peu en dessous ; j'ai donc admis, dans ce qui va suivre, le nombre 0,16.

Cela posé, il est évident que le maximum d'effet s'obtiendra en supposant que chaque véhicule soit enrayé instantanément, le rapport de la force retardatrice sera le coefficient de frottement, et comme sa valeur numérique est toujours inférieure à 0,33, on peut enrayer tous les véhicules sans aucun inconvénient ; dans le cas des rails très-secs, on arrive presque à la limite, d'autant plus qu'on a négligé la résistance due à l'action

de l'air; mais cette dernière force diminue rapidement avec la vitesse, et au commencement du mouvement le coefficient K n'atteint jamais la valeur 0,30 : c'est, du reste, une expérience très-facile à faire directement sur un wagon. Pour la force moyenne que j'ai admise, 0,16, c'est la moitié de 0,33, on ne pourra donc arrêter à l'aide du frottement à moins des distances suivantes :

Vitesses.	Distances d'arrêt minimum.
25	16 mètres (nombre rond).
30	22 *Idem.*
40	38 *Idem.*
50	60 *Idem.*
60	86 *Idem.*

Comme on n'enraye pas la machine, ces distances seront un peu augmentées, attendu que la force de glissement devra s'étendre à une plus grande masse. En définitive, telles sont donc les limites des distances d'arrêt que l'on pourrait réaliser sans inconvénient pour le voyageur avec la force moyenne de frottement.

Distribution des freins.

Il est inutile de dire qu'on ne peut enrayer tous les véhicules; il reste à chercher une distribution raisonnable des voitures à freins dans un convoi de vitesse et de tonnage connus.

Dans les calculs qui vont suivre, je supposerai que le convoi soit rigide; ce qui conduira à une limite supérieure pour la distance d'arrêt; en effet, un wagon à frein étant enrayé, se ralentit seul, les wagons qui le suivent serrent par l'intermédiaire des tampons qui résistent à l'enfoncement en vertu de l'élasticité du ressort ; il y a donc une force répulsive dont l'action vient s'ajouter à celle du frottement.

Si l'on représente par Q la force retardatrice dans un convoi, on a :

$$\frac{Q}{g}=\frac{(MW^f+T)f+(M+mW^o)r}{M+T+nW^f+mW^o}$$

ou

$$\frac{Q}{g}=f-\frac{(f-r)(M+mW^o)}{M+mW^o+T+nW^f}.$$

n, nombre des W^s à freins;
m, nombre des W^s ordinaires;
W^f, poids en tonnes du wagon à freins;
W^o, poids en tonnes du wagon ordinaire;
M, poids en tonnes de la machine;
T, poids en tonnes du tender;
f, le coefficient de frottement;
r, le coefficient de roulement.

Si donc on représente par R le rapport de la masse qui frotte à la masse qui roule, l'expression du rapport de l'accélération à celle de la pesanteur prend la forme extrêmement simple :

$$\frac{Q}{g}=f-\frac{(f-r)}{1+R}, \qquad R=\frac{T+nW^f}{M+mW^o}.$$

Choix du coefficient de résistance au roulement.

La discussion de cette valeur est trop simple pour la rapporter ici.

La résistance au roulement varie entre d'assez grandes limites. On doit attribuer principalement la résistance au frottement sur les fusées, et à l'action de l'air d'autant plus considérable que la vitesse est grande. D'après les expériences faites pour les vitesses de 30, 40, 50, 60 kilomètres, le coefficient de résistance au roulement est de 0,003, 0,004, 0,006, 0,008, 0,010, en moyenne, pour les tonnages habituels; mais on doit faire ici attention que la résistance de l'air va en s'affaiblissant jusqu'à l'arrêt : on doit donc prendre

une moyenne faible; à la fin de l'action $r = 0{,}003$.

J'admettrai donc 0,004 comme conduisant à une valeur de $\frac{Q}{g}$, plus faible que la valeur réelle.

Ayant admis plus haut le coefficient 0,16 pour f, on a en définitive : **Formule numérique.**

$$\frac{Q}{g} = 0{,}16 - \frac{0{,}156}{1+R}, \qquad R = \frac{T + nW_f}{M + mW^o},$$

L'application devient alors extrêmement facile, seulement il faut calculer la variable R pour un train donné.

Je vais examiner successivement les quatre cas qui peuvent se présenter.

1° Trains express; 2° trains omnibus; 3° trains mixtes; 4° trains de marchandises.

Les wagons à freins pèsent vides $5^t{,}5$ à 6 tonnes, surtout les neufs; on peut donc admettre 7 tonnes comme limite inférieure du véhicule chargé. Généralement ce chargement sera dépassé, mais cela ne pourra être qu'avantageux pour l'arrêt du train; le chargement complet est de $7^t{,}5$, et comme les wagons ne sont généralement pas à leur limite de charge, on doit faire une réduction, quoiqu'elle tende à faire augmenter l'influence du frottement. Enfin on est conduit à admettre $M = 22$, et $T = 15$ (charge moyenne). **Trains express et omnibus.**

On a donc la série d'hypothèses pour les trains de voyageurs :

$$W^f = 7\ (*),\ W^o = 7,\ T = 15,\ M = 22,\ R = \frac{15 + 7n}{22 + 7m} \quad (1)$$

De même on aura pour les trains mixtes : **Trains mixtes.**

$$W^f = 8,\ W^o = 8,\ T = 15,\ M = 25,\ R = \frac{15 + 8n}{25 + 8m} \quad (2)$$

(*) Charge brute minimum réglementaire dans les trois hypothèses.

Enfin, pour les trains de marchandises :

$$W^f=10,\ W^o=10,\ T=15,\ M=28,\ R=\frac{15+10n}{28+10m} \quad (3)$$

Il est certain que pour ces derniers trains le chargement de 10 tonnes brutes est faible pour les nouveaux matériels, mais l'augmentation de poids du wagon à frein s'ensuivra; cela n'a pas une grande influence.

Je crois donc, en résumé, pouvoir conclure que les valeurs de R sont applicables à toutes les compagnies; néanmoins on peut se convaincre par l'examen des documents que j'ai fournis à l'administration supérieure.

Choix du rapport entre le nombre des wagons à freins et le nombre des wagons ordinaires.

On doit évidemment chercher à arrêter le plus tôt possible; mais on doit aussi ne pas abuser du nombre des freins pour une foule de raisons qui sont trop simples pour les mentionner; quant aux rampes, elles viennent contre-balancer l'effet des freins à la descente proportionnellement à la déclivité, pour les plus fortes rampes qui sont environ de 0,008. Il n'y a guère d'influence qu'on ne puisse contre-balancer aisément par le frottement que pour les trains de marchandises d'un très-fort tonnage, dont il faut alors ménager la vitesse initiale; il est facile de se rendre compte de cet effet par l'inspection du tableau qui termine cette note.

En faisant différentes hypothèses, et calculant les effets correspondants, j'ai été amené à adopter les nombres suivants comme les plus convenables :

	Vitesses. (kilom.)	NOMBRE DE WAGONS pour 1 frein.	pour 2 freins	pour 3 freins	
Voyageurs. . .	60	4	8	12	Wagons ordin. de 7 tonnes.
	50	7	14	21	
Mixtes.	40	11	22	»	Wagons ordin. de 8 tonnes.
Marchandises.	30 25	16	32	48	Wagons ordin. de 10 tonnes.

MINIMUM du poids du wagon à frein		NATURE des trains.	Vitesses normales en kilomètres à l'heure.	NOMBRE de voitures pour			VALEURS EN DESSOUS de la force retardatrice rapportée à la pesanteur.			VALEUR en dessus de la distance d'arrêt, en mètres.			Rapport du poids qui frotte au poids qui roule.
Vide.	Chargé.			1 frein.	2 freins.	3 freins.	1	2	3	1	2	3	
6t	7t	Express. . .	60	4	8	12	0,052	0,046	0,044	272	306	322	1/4
			Total	5	10	15							
6	7	Voyageurs.	50	7	14	21	0,041	0,034	0,031	269	288	316	1/7
			Total	8	16	24							
6	8	Mixtes. . . .	40	11	22	»	0,032	0,025	»	197	251	»	1/11
			Total	12	24	»							
6	10	Marchandises. .	30 25	16	32	48	0,022	0,018	0,017	160 111	196 136	207 144	1/16
			Total	17	34	51							

On voit donc que les limites d'arrêt varient de 111 mètres à 322 mètres, depuis la plus petite vitesse jusqu'à la plus grande.

On voit aussi que la distance augmente avec le nombre des véhicules, en tendant vers une certaine limite qu'il est facile de déterminer au moyen des rapports 1/4, 1/7, 1/11 et 1/16, entre le poids qui frotte et le poids qui roule, le tender et la machine non compris.

Avec des freins neufs mus par des garde-freins bien exercés, et en admettant une manœuvre parfaitement exécutée, on ne peut donc pas prétendre à des arrêts plus courts. Conséquence.

La distribution adoptée n'emploie pas un trop grand nombre de freins, et se rapproche assez de celle qui est généralement en usage dans les compagnies ; cependant elle est plus avantageuse, toutes choses égales d'ailleurs, on pourrait donc adopter pour chaque exploitation le système suivant, qui présente plus de garanties que celui qui est usité. J'ai placé en regard la distribution mise en vigueur à peu près partout.

Conclusion applicable à l'état actuel des matériels.

Tableau indiquant le nombre des garde-freins à adopter
(§ 2 de l'art. 18 de l'ord. du 25 nov. 1846).

NATURE des trains.	VITESSES NORMALES supposées uniformes, en kilomètres et à l'heure.	NOMBRE TOTAL des voitures W° et W^f.	Nombre des garde-freins.	Rapport du poids de roulement au poids de frottement.	POIDS des wagons-freins minimum. Vide.	Chargé.
					tonnes.	tonnes.
Express. . . .	60 et au-dessus et au-dessus de 50.	1 à 5 6 à 10 11 à 15	1 2 3	1/4	6	7
Voyageurs. . .	50 et au-dessous et au-dessus de 40.	1 à 8 9 à 16 11 à 24	1 2 3	1/7	6	7
Trains mixtes.	40 et au-dessous et au dessus de 30.	1 à 12 13 à 24	1 2	1/11	6	8
Trains mixtes, ou de marchandises.	30 et au-dessus et au-dessous de 25.	1 à 17 18 à 34 35 à 51 ou 60	1 2 3	1/17	6	10

Tableau en usage.

NATURE DES TRAINS.	VITESSES normales.	NOMBRE des voitures.	NOMBRE des garde-freins.
Express.	60 et au-dessus.	1 à 5 6 à 10 11 à 16	1 2 3
Voyageurs.	41 à 60	1 à 19 10 à 18 19 à 24	1 2 3
Trains mixtes.	32 à 40	1 à 12 13 à 24	1 2
Trains mixtes ou de marchandises.	31 et au-dessous.	1 à 16 17 à 35 36 à 60	1 2 3

L'insuffisance de ce dernier tableau se démontre d'elle-même, et en tenant compte du mauvais état général des freins, et du manque de simultanéité d'action, on arriverait, avec cette distribution, à des distances d'arrêt presque triplées, à partir du moment où le mécanicien aurait sifflé.

Calcul des distances dans le cas d'une distribution de 4 en 4 pour toutes les vitesses.

On ne peut adopter avec les freins mus par l'homme, en supposant toujours la perfection, un trop grand nombre de freins à cause du personnel considérable que cela entraînerait. Mais avec un système automoteur convenable, on peut arriver à multiplier considérablement le nombre des freins sans inconvénient, si ce n'est une dépense première de matériel peu considérable.

Freins automoteurs.

Le frein automoteur Guérin (1) remplit cette condition.

J'ai choisi le nombre 4, parce que c'est le nombre de wagons minimum nécessaire pour faire fonctionner le frein automoteur Guérin, qui, je crois, est le meilleur jusqu'à présent. Je ne donnerai le résultat que pour un wagon frein.

Il sera facile, d'après cela, de juger pour deux ou trois wagons freins.

	Vitesses.	Distances.	
Voyageurs. .	60	272	pour le rapport 1/4 de tonnage (le tender et la machine exceptés).
	50	188	
Mixtes.	40	128	
Marchandises.	30	80	

Telles sont les limites auxquelles on peut prétendre avec les moyens actuels.

Dans la marche ordinaire, c'est-à-dire pour les arrêts aux stations, on peut ralentir d'avance de façon à n'avoir qu'une vitesse de 40 et même 30 kilomètres à l'heure; en appliquant le calcul des formules précédentes à ces vitesses on trouve :

	Vitesses.	Distances.		
Express et voyageurs. .	40	121	120	nombres ronds.
	30	68	70	

(1) Voyez, sur ce frein, les *Annales des mines*, tome VIII, page 566.

Pour un train bien mené et ralenti à la vitesse entre 30 et 40, on doit arrêter environ à 100 mètres. Ce résultat est rigoureusement vérifié par l'expérience.

Tèlles seraient les conséquences d'un automoteur distribué de 4 en 4, quel que soit, du reste, son système.

NOTE SUR LE PROCÉDÉ BESSEMER.

Par M. PION,
ancien élève brévеté de l'École des mines.

On a vu surgir déjà bien des fois des découvertes qui semblaient destinées à opérer une transformation radicale dans les procédés classiques de l'industrie du fer : jusqu'ici toutes ces tentatives ont avorté. Quel que soit le sort réservé au procédé Bessemer, il a excité un intérêt que justifie tout au moins la singularité des phénomènes sur lesquels il est fondé.

Un progrès signalé dans les conditions économiques de la production du fer serait un fait d'une haute portée, surtout pour les chemins de fer, ces grands consommateurs du métal dont ils ont emprunté le nom.

Les ingénieurs des travaux de la compagnie du Nord suivent depuis longtemps d'un œil attentif toutes les recherches qui peuvent conduire à l'abaissement du prix ou à l'amélioration de la qualité des fers, et spécialement des rails. M. Pion, chargé de la réception des éléments métallurgiques du matériel des voies, a reçu la mission d'étudier sur place le procédé Bessemer, et MM. les ingénieurs du chemin de fer du Nord veulent bien nous communiquer un premier rapport que M. Pion leur a adressé sur ce sujet. Des expériences vont être entreprises dans quelques-uns de nos principaux établissements métallurgiques ; mais en attendant que leurs résultats soient connus, et en présence des appréciations souvent contradictoires et des assertions médiocrement authentiques que nous recevons d'Angleterre, on lira sans doute avec intérêt les observations recueillies par un témoin impartial. C.

Le procédé Bessemer a rencontré beaucoup d'incrédules au moment où les premiers comptes rendus ont paru dans les journaux ; mais aujourd'hui, il faut bien se rendre à l'évidence, et les maîtres de forges commencent à se préoccuper d'une découverte qui, sans être encore aujourd'hui un procédé pratique, pourra

le devenir dans un an, deux ans, et peut-être moins.

L'usine de Dowlais a déjà traité avec M. Bessemer; celle d'Ebbw-Vale a acheté tous les droits d'un Américain nommé Martien, qui aurait pris un brevet pour ce procédé six mois avant M. Bessemer. Ces deux usines ont commencé des essais, et paraissent avoir confiance dans les résultats.

J'ai pu suivre, à Ebbw-Vale, une opération complète, et je vais vous en rendre compte. L'appareil est on ne peut plus simple : c'est un petit cubilot ayant 1 mètre de hauteur, et $0^m,55$ de diamètre intérieur. A la partie supérieure il a deux ouvertures servant également à l'introduction de la fonte et à la sortie de la flamme. A la partie inférieure est une ouverture pour la coulée du métal, et sept autres, placées régulièrement sur la circonférence du four, laissent passer sept tuyères ayant 1/2 pouce anglais ($0^m,125$) de diamètre intérieur, et débouchant à 2 pouces ($0^m,05$) au-dessus du fond du cubilot. Les parois et le fond du four sont également en briques réfractaires de première qualité; le fond est plan et a une légère inclinaison vers l'ouverture de coulée.

La première opération est de chauffer le four, ce que l'on fait en y brûlant du charbon pendant une demi-heure; puis on enlève ce charbon par le trou de coulée, en nettoyant avec soin le fond du cubilot qui se trouve en ce moment au rouge vif. On bouche le trou de coulée avec un mélange de brasque et d'argile réfractaire; puis, au moyen d'une large poche, on introduit par la partie supérieure la fonte sortant du haut fourneau. La fonte que j'ai vu employer ici était une fonte grise un peu truitée, regardée par les fondeurs comme de médiocre qualité. Les essais faits par M. Bessemer lui-même ont tous été faits avec une fonte très-grise, à air

froid, regardée comme la première qualité des fontes de Blaina-Von; de plus, il ne l'a jamais employée qu'en seconde fusion.

La charge est d'environ 315 kilogrammes, faisant un bain de 40 centimètres de profondeur dans le four; en même temps qu'on l'introduit, on donne le vent à une pression qui, dès le commencement, est de 26 centimètres de mercure (5 pounds per inch square), et qui, au bout de 5 minutes, s'élève à 40 centimètres (8 pounds per inch).

A peine donne-t-on le vent depuis deux minutes, que son action est visible; les flammes sortent avec violence, mêlées d'étincelles d'oxyde de fer; il y a en même temps action sur le silicium de la fonte qui s'oxyde et forme une scorie avec une certaine partie de l'oxyde de fer formé; l'action de l'air est si violente, que la fonte est soulevée jusqu'à la partie supérieure du cubilot, et les scories s'écoulent par les deux ouvertures. Pendant ce temps, la combustion du fer est excessivement violente, car il sort par chaque ouverture des gerbes d'étincelles. Cette première période de l'opération dure environ dix minutes; puis la fermentation paraît se calmer un peu, et les flammes sortent du four colorées en bleu, tandis que jusqu'à présent elles étaient d'une couleur jaune; c'est la période de combustion du carbone; peu à peu la flamme perd cette coloration bleue, et l'on arrête l'opération lorsque la flamme redevient complétement jaune. L'essai que j'ai suivi a duré dix-huit minutes : on a alors débouché le trou de coulée sans arrêter le vent, et l'on a recueilli dans des lingotières un métal d'un blanc éblouissant et coulant avec autant de facilité que la fonte ordinaire. Quel était ce métal? Pour le briser, on a entaillé tout autour un petit lingot de 6 centimètres de côté, et il s'est laissé entail-

ler par le ciseau avec autant de facilité que du fer ordinaire, puis on a achevé la cassure avec un marteau; elle a présenté un grain à larges facettes, n'ayant aucune analogie avec de la fonte; le centre seul présentait un métal compacte et un peu analogue au fine-métal. Un morceau de ce lingot a été chauffé dans une forge de maréchal, et on l'a étiré en barre sous le marteau; nous avons cassé de nouveau la barre ainsi forgée; le grain était beaucoup plus serré qu'avant de passer au feu de forge, et avait l'allure d'un fer à grain de médiocre qualité, tel qu'on l'emploie pour les rails. On a ensuite chauffé deux petits morceaux du lingot dans la forge; ces deux morceaux ont été soudés sans difficulté, et en cassant la pièce ainsi composée, on n'a pu retrouver des traces de soudure. Enfin le lingot même, avant d'être forgé, était facile à limer.

Ainsi, à n'en pas douter, le métal que j'ai vu couler était du fer, de médiocre qualité, il est vrai, car il se cassait assez facilement, comme un fer puddlé à grain ordinaire. En le travaillant de nouveau, on lui donne plus de ténacité, et j'ai vu des pièces assez difficiles, comme des boulons, du fer tordu, fabriquées avec ce fer; un fait seul est remarquable : c'est qu'on n'a jamais pu, par le travail, obtenir un fer nerveux; le fer devient à grain de plus en plus fin, mais conservant une teinte bleuâtre et une certaine analogie avec du fer brûlé. En résumé, on n'a obtenu jusqu'à présent qu'un fer de médiocre qualité, et à un prix fort élevé; ce qui élève son prix de revient, c'est, d'un côté, le déchet qui s'élève à 40 p. 100 (1); d'un autre, les réparations du four : la

(1) Dans son exposé à l'association britannique, M. Bessemer évaluait à 12,5 p. 100 le déchet de l'affinage, et à 18 p. 100 le déchet total pour fer marchand. C.

température produite est tellement élevée, que les meilleurs matériaux n'y résistent pas; on n'a jamais pu, jusqu'à présent, faire plus de trois essais dans le même cubilot. Mais on ne doute pas ici que l'expérience n'apporte rapidement des améliorations, sous ces deux derniers points, et ce que l'on étudie aujourd'hui avec le plus de soins, c'est le moyen de s'assurer de la qualité du fer.

En arrêtant l'opération un instant avant la disparition complète des flammes bleues, on obtient des lingots moins affinés, et un peu analogues au fine-métal. M. Brown, d'Ebbw-Vale, a trouvé le moyen de travailler ces lingots pour acier, et avec grand succès, dit-il. Peut-être annoncera-t-on bientôt que l'acier est moins cher que le fer.

Dowlais a fabriqué quatre rails avec des lingots Bessemer; ils sont très-cassants; un d'eux a été brisé sous les presses à dresser; cependant ils ont résisté à une pression de 20 tonnes en revenant, à 2 millimètres près, à la forme première, les supports étant placés à $1^{m},20$ de distance. Les essais de cette usine sont, du reste, généralement moins satisfaisants que ceux de la première.

Blaina (pays de Galles), 30 octobre 1856.

BULLETIN.

PREMIER SEMESTRE 1856.

Exploitation de l'or en Californie.

Par le docteur JOHN B. TRASK (1).

(Extrait par M. DELESSE.)

Pendant l'année 1855, l'exploitation des mines d'or a fait de très-grands progrès en Californie, et l'on y a découvert des gîtes entièrement nouveaux.

On avait bien reconnu que les gîtes aurifères s'étendent sur le versant occidental des montagnes et même jusqu'auprès de leur sommet; mais maintenant on a acquis la certitude qu'ils se prolongent jusque sur l'autre versant. Ces gîtes du versant oriental ne sont pas moins riches que ceux du versant occidental; d'après l'étude que nous en avons faite dans la dernière campagne, nous pensons qu'ils seront exploités l'année prochaine sur une grande échelle, pour peu que la saison soit favorable. Ce sont des mines sèches (*dry diggins*) qui, à cause de leur altitude et de leur position, ne seront exploitables que pendant l'été et le commencement de l'automne.

Depuis notre dernier rapport, il nous a été possible de suivre les montagnes Bleues orientales (*the Eastern Blue Range*) jusqu'à une distance de 30 milles, au sud du point où nous avions poussé nos recherches de l'an dernier. Nous leur avons trouvé la plupart des caractères généraux que nous avons assignés dès cette époque aux gisements de cette contrée.

Considérons en particulier les gisements aurifères de ces montagnes, et indiquons leurs traits caractéristiques.

La ligne des dépôts aurifères des montagnes Bleues orientales peut être suivie sur une longueur de 136 milles et elle

(1) *Report on the geology of the coast mountains embracing their agricultural resources and mineral productions*, by Dr John B. Trask; 1855 et 1851.
Voir aussi *Annales des mines*, 1850, 4e série, t. XVIII, p. 475; et t. XVII, Pl. II, Carte de la Californie.

traverse la région dans laquelle sont situés la plupart des districts métallurgiques les plus renommés de la Californie. Les usines y sont pourvues de capitaux abondants, et elles sont en voie de prospérité. Cette partie de la Californie est loin des plaines, et souvent d'un accès difficile, à cause de son élévation au-dessus de la contrée : aussi a-t-elle demandé, pour le développement de ses trésors, des capitaux plus considérables que ceux qui suffisaient dans plusieurs districts de l'ouest; mais en revanche, ses usines donnent proportionnellement des quantités d'or plus considérables.

Lorsque ses mines ont été exploitées, non-seulement les frais de premier établissement ont été remboursés, mais on y a même réalisé des bénéfices. On ne peut en dire autant de plusieurs autres mines de la Californie.

Au mois de novembre dernier, toutes les mines qui avaient été poussées jusqu'à une profondeur suffisante, étaient en pleine exploitation et donnaient des résultats satisfaisants.

Conduite avec intelligence et habileté, l'exploitation de ces mines présente donc les plus grandes chances de succès. Mais il faut reconnaître cependant qu'elle offre peu d'avenir, soit à des mineurs isolés, soit à des compagnies qui ne disposent que de faibles capitaux.

Les mines des montagnes bleues orientales prouvent jusqu'à l'évidence que l'exploitation de l'or en Californie est une véritable science, qui demande à être dirigée par un ingénieur. On peut la comparer à l'exploitation de la houille en Pensylvanie et à l'est des Montagnes-Rocheuses. Tout porte à croire que dans un avenir peu éloigné, les travaux souterrains auxquels elle donne lieu, égaleront ou même surpasseront ceux de ces derniers pays. Nous conseillerons à ceux qui pourraient en douter de visiter les parties élevées des comtés Placer et El-Dorado, vers le sud les comtés Amador et Calaveras, vers le nord les comtés Nevada et Sierra.

Dans cette partie de la Californie, le mineur des *placers* calcule avec la plus scrupuleuse exactitude les frais de l'exploitation qu'il va entreprendre. Cette exploitation requiert de 10 à 30.000 dollars. Il est d'ailleurs facile de citer des capitaux de cette importance qui sont employés à l'exploitation des mines d'or : nous nous contenterons de mentionner deux ou trois exemples.

L'installation des mines de la colline Maméluque, près de

George-Town, a coûté 40.000 dollars; et au bout d'une année environ, les revenus avaient dépassé 500.000 dollars.

L'ouverture des mines de la colline Jones a coûté à près de 34.000 dollars; or ces mines ont donné un revenu annuel de 184.000 dollars.

Il se trouve dans les comtés Sierra, Nevada, Placer, El-Dorado, Amador et Calaveras des galeries et d'autres ouvrages d'exploitation de moindre importance qui ont coûté des sommes variant de 10 à 40.000 dollars, et qui rapportent des bénéfices proportionnels à ceux que nous venons de citer. D'après les caractères que présente le gisement de l'or dans cette partie de la Californie, il est d'ailleurs facile de se convaincre que son exploitation est assurée pour un avenir indéfini.

On peut se faire une idée des dépenses inséparables de l'établissement des *placers* en examinant les galeries profondes qui ont été creusées dans les mines. Il y en a peu dont la longueur ne dépasse 300 pieds. Plusieurs atteignent une longueur de 1.000 à 1.200 pieds, et sont assez larges pour qu'un cheval y puisse transporter le minerai jusqu'à l'atelier de lavage ou jusqu'à un chemin de fer. Les galeries pénètrent très-avant dans le centre des montagnes, en traversant plusieurs centaines de pieds dans des roches solides. Lors même qu'elles sont pratiquées dans un chaînon de montagnes élevé comme celui qui est au sud de Placerville, elles le percent d'outre en outre.

Dans d'autres parties de la Californie, de nouveaux *placers* sont depuis quelque temps exploités d'une manière toute différente. Les travaux ont lieu à ciel ouvert. Un large fossé remplace la galerie, et des collines entières sont remuées jusqu'à leur base par des opérations de lavage. L'exploitation se fait sur une échelle beaucoup plus grande que dans l'Ancien-Monde, et les résultats qu'elle a donnés jusqu'à présent seront certainement dépassés dans l'avenir. En effet, il y a cinq années seulement qu'on a commencé à exploiter les mines de la Californie sur une grande échelle. Or la superficie qu'on sait contenir de l'or exploitable est déjà six fois plus grande que celle qu'on connaissait en 1848 et en 1849, tandis que le nombre des mineurs qui exploitent l'or maintenant, n'atteint pas même le chiffre de 1852. Malgré cela, la valeur de l'or qui a été exporté l'an dernier dépasse d'au moins 9 millions de dollars celle de 1852. Il est donc évident que la production des mines de la Californie augmentera encore dans un avenir prochain. Ces

mines sont loin d'être épuisées dans les parties déjà exploitées, comme le bruit s'en était d'abord répandu; elles ont au contraire une grande continuité en superficie et même en profondeur.

Pour décrire plus méthodiquement les districts métallifères, nous les diviserons en trois régions, comprenant : 1° la *région supérieure ou orientale;* 2° la *région des placers moyens;* 3° la *région des vallées.*

Cette division est nécessaire; car les caractères distinctifs de chacune de ces régions sont aussi tranchés que les différences qui existent entre les parties septentrionale, moyenne et méridionale du pays. Elle est d'ailleurs en relation avec trois périodes dans la formation géologique de la Californie.

1° *Région supérieure ou orientale.*

Cette région commence à peu près à 25 milles du bord de la plaine, et comprend la partie la plus élevée du pays. Elle a une largeur uniforme de 20 milles, et, dès à présent, elle a été reconnue sur une longueur de 30 milles. Sa superficie est à peu près de 3 000 milles quarrés et on peut admettre que les gîtes métallifères en forment au moins le tiers, c'est-à-dire que les *placers* s'étendent sur une surface de 1.000 milles quarrés.

Cette région comprend la plus grande partie des mines connues sous le nom de *dry diggins.* On y trouve notamment les villes de Forest-City au nord, et de Placerville au sud.

On estime à 20 milles quarrés la partie de cette région qui est actuellement exploitée ; comme la partie exploitable est au moins de 1.000 milles, c'est seulement une proportion de 2 p. 100.

Avec la population actuelle de la Californie, il est douteux qu'il y ait assez d'hommes (déduction faite de ceux qui sont nécessaires aux autres industries) pour exploiter la moitié des mines de ce district. La superficie totale exploitée en Californie ne dépasse même pas 500 milles quarrées.

Pour nous rendre compte de la proportion entre les terrains exploités et non exploités, prenons comme exemple les comtés Placer et El-Dorado qui ont été bien étudiés.

Ces deux comtés s'avoisinent et sont situés vers le midi de la Californie et de la région orientale. Les travaux s'y étendent du nord au sud sur une longueur de 33 milles. Leur largeur de l'est à l'ouest est de 14 milles. Les centres métallurgiques

de cette région sont : Jown-Hill, Michigan-Bluffs, George-Town, Spanish-Flatt, Placerville, ainsi que d'autres localités de moindre importance qui sont situées au milieu des précédentes, ou bien à l'est de la ligne qui les réunirait.

L'aire de la région orientale comprise dans ces deux comtés seulement est de 462 milles quarrés, et par conséquent elle représente près de la moitié des gîtes métallifères de cette région. Comme d'ailleurs les *placers* des deux comtés traversent quatre autres comtés, nous n'avons certainement rien exagéré en estimant à 1.000 milles quarrés la superficie exploitable de la région orientale.

Il ne faut pas croire que les « *dry diggins* » constituent les seuls gisements aurifères de la région orientale. Il existe aussi des *placers* dans lesquels on a déjà extrait de l'or par des lavages très-imparfaits, et qui en ont même fourni des quantités considérables. Ces anciens *placers* sont encore exploitables maintenant, bien que pendant quelques années, on les ait rangés parmi les mines épuisées. La reprise de leur exploitation doit être attribuée aux changements apportés aux anciens procédés, et en particulier à ce que le lavage du sable aurifère s'opère maintenant avec beaucoup plus de soin. Aujourd'hui, en effet, le mineur des *placers* traite une quantité de sable aurifère moindre qu'en 1851 ou en 1852, et avec la même quantité de travail, il retire d'un sable déjà lavé, une quantité d'or qui égale ou surpasse celle qu'on en a extraite à une première opération.

D'après les perfectionnements introduits dans le lavage, nous pouvons donc regarder les dépôts superficiels comme une source inépuisable de richesse pour l'avenir. Cette conclusion repose sur des faits démontrés par l'expérience et familiers à tous ceux qui se sont occupés de cette question.

Quoique nous ayons choisi les comtés Placer et El-Dorado comme exemples des gîtes métallifères de la région orientale, ils ne sont cependant pas plus riches que les autres, et ils n'ont pas non plus une production plus grande. Ces comtés ont, il est vrai, une position centrale dans la région orientale et dans la Californie, mais ils ne sont pas exceptionnels, et nous serions arrivé aux mêmes conclusions en considérant le comté de Sierra au nord, ainsi que ceux de Nevada ou de Calaveras au Sud. En réalité, le comté de Sierra est même celui qui représente le mieux la région orientale.

2° *Région des placers moyens.*

Nous comprenons sous la dénomination de *placers* moyens la région qui est intermédiaire entre la région supérieure et celle des vallées. Elle forme une bande qui est située à une distance de 20 milles de la chaîne des montagnes et qui s'étend parallèlement à leur direction. Sa limite occidentale est éloignée de près de 4 milles du bord de la plaine ; sa largeur est de 20 milles et sa longueur de 300 milles. Sa superficie est d'environ 6.000 milles quarrés.

C'est dans cette région que se trouvent surtout les exploitations superficielles (*surface workings*). Quelquefois cependant le terrain diluvien (*drift*) contient l'or à une profondeur aussi grande que celle à laquelle on l'extrait dans la région précédente ; mais, le plus généralement, il n'en est pas ainsi, en sorte que l'extraction de l'or coûte moins de travail et de dépense. Ordinairement, la profondeur des *placers* dans le *drift* varie entre 12 et 40 pieds. Ce *drift* présente une plus grande variété de roches que celui de la région plus élevée : la variété de ces roches est même telle qu'il est difficile de dire quelle est celle qui prédomine.

Il repose le plus souvent sur du schiste fortement redressé. Tantôt ce schiste est métamorphisé, tantôt il passe au porphyre.

Dans quelques localités, le *drift* repose directement sur le granite, à la surface duquel on reconnaît souvent des traces évidentes de l'action des eaux.

Lorsqu'on examine le sable aurifère de cette région, on y trouve fréquemment des roches appartenant à la région supérieure, qui sont mélangées avec d'autres d'origine plus récente ; parmi ces roches, on rencontre de petites parcelles d'or provenant également de la région supérieure, qui sont mélangées à de l'or de la région moyenne.

Lors du dépôt des sables aurifères des *placers* moyens, la région orientale a donc été ravinée par une action violente des eaux. Nous ne saurions affirmer que les dépôts du district qui nous occupe se soient formés en même temps que le *drift* du nord, mais il existe cependant des faits qui paraissent l'indiquer. Nos rapports précédents tendent d'ailleurs à démontrer que la région supérieure ou orientale est d'une date plus ancienne.

L'un des principaux objets de cette notice est de faire connaître l'étendue et la valeur économique des *placers* moyens ; il convient donc de nous en occuper spécialement.

C'est, en effet, dans cette région, et surtout dans sa partie centrale et orientale, que se sont établies la plupart des compagnies minières de la Californie. Il est d'ailleurs facile d'en comprendre la cause : car, dans les *placers* moyens, les compagnies, dont les ressources sont restreintes, peuvent entreprendre l'exploitation de l'or avec plus de succès et de profit que dans la région orientale, où il faut beaucoup de travail et des capitaux considérables. Aussi c'est toujours par les *placers* moyens que commencent les exploitants qui ne disposent que de capitaux limités.

Les habitations qu'on trouve dans cette région sont éparses; et, de même que dans plusieurs autres districts métallurgiques et agricoles, on y aperçoit seulement quelques établissements isolés qui sont souvent distants de plusieurs milles.

Les *placers*, dont le district est parsemé, s'aperçoivent à peine; ils se reconnaissent pour la plupart à de petits puits généralement abandonnés. Il arrive fréquemment que d'autres mineurs reprennent l'exploitation de ces puits, deux ou trois années après leur percement. Ils en obtiennent encore des résultats très-avantageux, les mineurs nomades se contentant d'extraire l'or dans les parties les plus riches.

On a constaté l'existence de l'or dans presque toutes les parties de la région des *placers* moyens où l'on a pu faire arriver l'eau nécessaire au lavage. Aussi est-il certain que la population ne tardera pas à s'y accroître; car le manque d'eau est le principal obstacle qui la limite. Actuellement l'eau fournie par la nature suffit à peine pour les besoins de quatre mois de l'année, et encore cette eau abonde-t-elle seulement quand les travaux sont forcément suspendus à cause de la rigueur de la saison. Il suffirait donc d'amener de l'eau par des moyens artificiels pour peupler immédiatement toutes les parties maintenant inhabitées.

L'accroissement de la population minière dans quelques-uns des districts de la Californie ne doit pas faire craindre l'épuisement de leurs mines; il est hors de doute, en effet, que les dépôts aurifères offrent une superficie supérieure à celle que la population actuelle peut exploiter. Partout où l'on parviendra à construire des canaux et à amener de l'eau, le pays ne tardera pas à se peupler; car presque partout le minerai abonde, et l'eau est, comme l'on sait, un agent indispensable pour l'exploitation de l'or.

Dans toutes les parties des *placers* moyens où l'on a commencé de nouvelles mines, on les a trouvées aussi riches que les anciennes; de plus, les mines que l'on avait déclarées épuisées, il y a quatre ans, produisent encore à peu de chose près la même quantité d'or; par conséquent, dans la région moyenne, le champ qui reste ouvert à l'activité des mineurs est en quelque sorte indéfini.

3° *Région des vallées.*

Considérons maintenant les districts aurifères qui sont au niveau le plus bas et qui se trouvent le plus à l'ouest : ils constituent la troisième et dernière région, celle des vallées.

Les mines des vallées se trouvent au milieu de collines peu élevées, et elles s'étendent du côté de l'ouest jusqu'à la limite orientale des plaines de Saint-Joaquin et du Sacramento, sur une largeur de 3 à 5 milles. Ces mines commencent à Chico-Creek, dans le comté de Butte au nord, et elles se prolongent au sud jusqu'à Smelling sur la rivière Merced; elles occupent une longueur de près de 250 milles. N'ayant point visité cette région dans notre dernière campagne, nous ne pouvons savoir si les mines y sont encore renfermées dans les limites que nous venons d'indiquer. Ces mines peuvent dépasser Chico-Creek au nord, ou s'étendre vers le sud au delà du pont Reading sur le Cow-Creek, dans le comté de Shasta. Mais quoi qu'il en soit, on doit admettre qu'elles se continuent à travers le comté de Shasta, qu'elles n'avaient pas dépassé dans la saison dernière, et que les mines du bassin du Sacramento supérieur forment leur extrémité septentrionale.

Les mines des vallées sont situées au-dessous des terrasses élevées des plaines. Elles sont ouvertes dans un terrain de transport composé pour la plus grande partie de graviers provenant des collines peu élevées qui l'avoisinent. Le gravier des couches inférieures est fin, et renferme des grains de quartz mélangés à de petits fragments de roches que l'eau a enlevées à la région des *placers* moyens. Ce gravier est en général coloré par l'oxyde de fer qui lui est intimement mélangé, et toutes les couches aurifères, depuis la surface jusqu'à la plus grande profondeur, présentent absolument les mêmes caractères. L'épaisseur des dépôts varie de 3 à 8 pieds; ces dépôts reposent sur du grès, du schiste ardoisier ou de l'ar-

gile : ils forment les mines les moins profondes et les plus faciles à exploiter de toutes celles de la Californie.

Dans notre rapport de 1853, nous avons appelé l'attention sur la législation de cette industrie métallurgique si importante pour le pays. Nous revenons maintenant sur le même sujet, dans l'espoir que la région qui nous occupe finira par attirer l'attention qu'elle mérite, et qu'on adoptera des mesures propres à éviter les collisions qui éclatent sans cesse entre les agriculteurs et les mineurs, relativement à l'occupation des terrains.

C'est dans ce but que nous énumérons plus loin les principaux centres d'exploitation de l'or; nous chercherons ensuite à en déduire les limites probables de la région agricole et de la région métallifère.

On croyait d'abord que dans les vallées l'or était limité à de petites étendues. Partant de ce principe, lorsqu'on le rencontra sur de grandes surfaces, on pensa que c'était par suite de quelque circonstance exceptionnelle.

Mais dans ces derniers temps, cette manière de voir a dû être complétement abandonnée; car des faits nombreux ont mis en évidence les vrais caractères des mines des vallées, et l'opinion qu'on s'était d'abord formée a nécessairement dû être modifiée. Maintenant on admet même que les mines des vallées s'étendent presque autant que celles des régions hautes et moyennes. De plus, on a reconnu que le terrain dans lequel on peut exploiter l'or n'est limité à de petites étendues dans aucune des régions aurifères.

Les compagnies hydrauliques que la question intéresse d'une manière toute spéciale, ne mettent d'ailleurs pas en doute qu'il ne soit possible d'exploiter l'or dans presque toutes les parties des vallées. Car huit de ces compagnies ont poussé leurs conduites d'eau jusqu'au pied des collines; trois d'entre elles se sont arrêtées à une distance de 4 milles. Au centre et dans le nord de la région des vallées, le creusement des canaux est poursuivi avec autant d'activité que le permettent les circonstances, et en comprenant les canaux qui sont encore maintenant en voie d'exécution, il n'en existe pas moins de vingt-trois. Dans les sept comtés métallifères de la Californie, il y a d'ailleurs cent neuf compagnies qui distribuent l'eau aux mineurs, et elles ne peuvent suffire aux demandes qui leur sont faites. Nous pouvons admettre que la faible quantité d'eau que les vingt-

trois canaux à écluses fournissent aux mineurs des vallées ne dépasse pas 18 p. 100 de leurs besoins réels.

Si l'on supposait, d'ailleurs, que l'eau fût dès à présent fournie en assez grande abondance pour permettre la mise en activité de toutes les mines des vallées, on comprend que les bras nécessaires à l'exploitation feraient défaut. Par conséquent une grande partie de ces mines restera encore inactive pendant de longues années, et l'exploitation ne pourra avoir lieu que dans le petit nombre d'endroits dans lesquels il est possible de s'approvisionner d'eau.

— Nous allons maintenant faire connaître les principaux centres d'exploitation de l'or dans la région des vallées.

Si nous commençons par le comté Butte, la première localité minière porte le nom de Neal's-Flate; en suivant au sud vers Butte-Creek, on trouve sur ses bords Rich et Reeve's-Bars, et à quelques milles au midi les mines occupent le voisinage de la vallée Spring et les bords du grand fleuve Feather; de l'autre côté du fleuve, les mines apparaissent dans le voisinage de Iowa-Ranch, à 9 milles au sud-ouest de Bielwell. Après avoir suivi la ligne des collines jusqu'à Honcut-Creek, les mines s'étendent sur les deux rives du fleuve jusqu'à une distance de 12 milles de Veazie.

Au sud de Honcut, les mines exploitées les plus voisines se trouvent sur les bords de Yuba, près de Ousley's-Bar; elles sont seulement à 14 milles de Marysville. Entre la rive sud de Yuba et le Camp-Far-West, sur le fleuve Bear, on aperçoit deux localités dans lesquelles il existe des mines. Depuis cet endroit jusqu'au fleuve Américain, il existe quatre localités dont les mines sont exploitées; elles sont situées à l'ouest de la ligne, coupant ce dernier fleuve à Massachusets-Bar.

Nous rencontrons ensuite des mines à 3 milles d'Alder-Springs, et de là dans la direction du sud, à l'ouest de Prarie-City. Sur le Consumnes on les retrouve à Michigan-Flat et Cooks-Bar. Dans la direction de la plaine, il y en a à une distance de 4 milles à l'ouest de la vallée Ione. Au sud de cet endroit et le long des limites occidentales du comté de Calaveras, à Jackson-Ferry, sur la rivière Tuolumne et entre ce fleuve et le Merced, on rencontre dix centres d'exploitation dont la population est égale à celle de plusieurs districts de l'intérieur. Le nombre des colonies de cette région est de trente et une, dont plusieurs ne remontent pas à plus de deux

ans. Ce district métallurgique est donc très-important, et pendant l'année 1854 seulement, on y a extrait de l'or pour une valeur de plusieurs centaines de mille dollars.

— Les différentes localités que nous venons d'énumérer sont sur une ligne qui passe par les principaux centres d'exploitation de la région des vallées.

Si nous sommes entrés dans des détails un peu étendus sur cette région, c'est surtout à cause des rapports anormaux que la législation particulière de la Californie et celle des États-Unis ont créés entre les agriculteurs et les mineurs, en prescrivant aux premiers certaines restrictions dans le choix de leurs champs, restrictions préjudiciables à l'agriculture.

— Nous allons maintenant tracer, aussi rigoureusement que possible, la limite occidentale jusqu'à laquelle s'étend, selon toute probabilité, la région métallifère. En choisissant à l'est de cette ligne les terrains qu'il se propose de cultiver, l'agriculteur éviterait à l'avenir bien des difficultés.

La limite occidentale de la région métallifère est en général si nettement indiquée que le voyageur traversant le pays l'aperçoit dès le premier coup d'œil. Voici les caractères distinctifs de cette région ; ils ne permettent pas de la confondre avec les terrains où l'on n'a pas trouvé d'or, situés pour la plupart à l'est de la région aurifère.

Nous les extrayons de notre rapport de 1854. Nous n'avons pas de raison de changer d'opinion ; nous croyons, au contraire, que les faits survenus depuis cette époque ont corroboré notre manière de voir.

« La région métallifère est située à la base des collines et immédiatement au-dessus du bord oriental de la vallée. Sa largeur constante et uniforme est de 4 milles à partir de la base des collines. Elle n'est point interrompue dans les vallées qui, du côté de l'est, bordent le pied des collines. Une grande partie du district métallifère du comté Sacramento peut même être citée comme exemple de cette région, bien que son centre principal soit situé à une petite distance à l'ouest des localités aujourd'hui en voie d'exploitation. »

Cette région est bien caractérisée dans toute son étendue, et si des montagnes ou des vallées la traversent, la transition est toujours tellement prononcée qu'elle ne peut manquer d'attirer l'attention, même des voyageurs les moins attentifs. Toute personne passant des vallées dans l'intérieur du pays sera frappée

de ce que 14 milles à l'est du fleuve Sacramento commence soudainement une région de plaines dont la largeur est rarement au-dessous de 2 milles et atteint souvent 4 milles. Cette plaine est parsemée d'une multitude de cailloux *anguleux* de quartz; mais vers l'extrémité orientale les cailloux *anguleux* disparaissent; ils sont remplacés par des cailloux arrondis mélangés à de l'alluvion et même temps on trouve du schiste ardoisier.

D'après ce que nous avons observé dans les *placers* situés vers la limite occidentale de la région des vallées, nous pensons qu'elle deviendra dans peu d'années un champ actif d'exploitation.

Dans notre dernier rapport, nous disions : « Il ne faut pas croire cependant que cette région se montre dans un court espace de temps aussi productive que les dépôts superficiels des régions intérieures; on ne peut s'y attendre. Mais en revanche ses dépôts auront l'avantage d'être facilement accessibles, quoiqu'ils ne commencent à être productifs qu'à de plus grandes profondeurs; en outre, ils assureront au travail un gain plus continu et un succès plus certain. »

Nous ne voulons pas que la lecture de ces dernières lignes porte à croire que nous soutenons intacte notre opinion d'autrefois; le développement des *placers* a fourni des raisons pour changer d'avis sur ce point particulier, et c'est pour ce motif que nous saisissons l'occasion d'en parler de nouveau.

En effet, si les fournitures de l'eau eussent été suffisantes l'an dernier pour les travaux des mines des vallées, celles-ci auraient largement rémunéré les mineurs qui ont entrepris leur exploitation. Car, bien qu'elles soient très-éloignées de la partie ouest de la Californie, leur minerai est aussi riche que celui qu'on trouve dans les districts plus élevés. On ne saurait admettre que les dépôts des plaines soient purement accidentels; ces dépôts dérivent évidemment en grande partie de la désagrégation des roches sédimentaires qui contiennent les filons de quartz aurifère. Nous pensons d'après cela qu'ils offriront des résultats aussi avantageux aux opérations conduites sur une grande échelle que beaucoup d'anciens gisements de la Sierra-Nevada.

— Il résulte des remarques précédentes que la limite de la région métallifère des vallées est parallèle à la première ligne des collines, et qu'elle se trouve à une distance de 4 milles à l'ouest de celles-ci. On serait donc en droit de regarder cette

zone qui forme la région aurifère comme un pays métallurgique dans la plus stricte acceptation du mot, et on pourrait alors le soumettre à la même législation que les mines de la région des montagnes. Dans le système actuel de législation, la région des vallées n'est pas assujettie au droit de prise de possession, et il en résulte un inconvénient grave.

Salaire du mineur et production.

D'après des renseignements authentiques, on peut admettre que le total de la superficie occupée maintenant par l'exploitation de l'or ne dépasse pas 400 milles quarrés pour toute la Californie. Le quart de cette superficie appartient d'ailleurs à de vieux *placers* qui sont encore productifs.

On estimait à cent mille le nombre de mineurs occupés à l'extraction de l'or en 1852; mais ce nombre a considérablement diminué depuis cette époque. La production de l'or en 1852 se montait du reste à 45 millions de dollars. Le dernier recensement nous apprend que la population totale des districts miniers s'élevait, pendant l'année 1852, à 143 000 habitants: Nous admettons, d'ailleurs, 30.000 habitants pour l'El-Dorado qui n'a pas été recensé. Or, en 1853, nous n'avons plus que 86.000 mineurs, c'est-à-dire seulement 60 p. 100 du nombre des habitants en 1852.

Tel est sans doute le nombre réel des mineurs qui ont travaillé en 1853 et probablement aussi en 1854. La diminution dans le personnel des ouvriers mineurs tient à ce qu'un grand nombre d'entre eux se sont adonnés, dès 1852, aux travaux agricoles. Ces estimations ne sont toutefois qu'approximatives.

En admettant cependant que le nombre des mineurs en 1853 et 1854 ait été de 86 000, et en supposant qu'ils aient été occupés pendant huit mois de l'année, nous arriverons aux résultats suivants :

Tableau de l'exportation, de la production et des salaires moyens.

	Exportation et production de l'or.	Nombre de mineurs.	Salaire annuel moyen pour le mineur.
1852	45.000.000 doll.	100.000	450 doll.
1853	56.000.000	86.000	670
1854	61.000.000	86.000	700

Le salaire annuel moyen d'un mineur de Californie dépasse donc celui que gagne un travailleur dans tout autre État de l'Union. De plus, on voit qu'avec une main-d'œuvre moindre,

nos mines donnent une production plus grande que celle des années antérieures.

Tous les chiffres du tableau précédent sont exprimés en nombres ronds; mais ils suffisent cependant pour le but que nous nous proposions, et ils permettent d'apprécier les avantages que présente l'exploitation des mines en Californie.

— Il résulte de ce que nous avons dit sur la superficie des gîtes aurifères dans les différentes régions, que tous les mineurs travaillant maintenant aux mines de la Californie ont des ressources assurées qui ne seront même pas épuisées par tous ceux qui pourraient y arriver dans l'espace d'un demi-siècle.

On doit d'ailleurs être convaincu que la production de l'or ne diminuera qu'autant qu'il y aurait plus d'avantage pour les mineurs à se faire laboureurs et à se vouer aux travaux de l'agriculture.

La superficie totale des gîtes aurifères s'élève à peu près à 11.000 milles quarrés; or les parties qui sont exploitées actuellement ne représentent qu'une très-petite fraction de cette vaste étendue.

Filons de quartz aurifère.

Occupons-nous maintenant des filons de quartz aurifère. Il y a deux ans, on ne connaissait que deux groupes de filons de quartz aurifère qu'on appelait, d'après leur âge, le *groupe ancien* et le *groupe moderne.* Maintenant nous pouvons ajouter à ces deux groupes parfaitement distincts tant sous le rapport de leur composition minéralogique que sous celui de leur gisement, un troisième groupe que je viens d'étudier dans ces derniers temps, et auquel j'ai donné le nom de *groupe moyen.* D'après son âge il vient se placer entre les deux premiers groupes.

1° Le *groupe ancien* s'observe dans l'intérieur de la Californie; il comprend les filons de l'est et du centre qui sont dirigés du nord au sud. Sa formation a eu lieu en même temps que celle des terrains tertiaires dans lesquels il pénètre sans cependant les traverser.

2° Le *groupe moyen* s'étend dans une direction est-ouest. Sur huit filons de ce groupe que j'ai examinés, quatre coupent les filons anciens, tandis que quatre autres traversent les schistes du terrain tertiaire; et c'est en partant de ce fait que j'ai assigné à ce groupe un âge plus récent que celui du groupe ancien.

3° Enfin le *groupe moderne* s'étend depuis les bords de la plaine jusqu'à une distance de 14 milles. Ses filons ont non-seulement

déchiré en les traversant les roches anciennes et l'étage inférieur des roches tertiaires, mais aussi les couches tertiaires les plus récentes et même le terrain Pliocène. Leur direction forme, avec celle des filons anciens, un angle de 25° vers l'ouest; elle suit, par conséquent, une ligne allant du nord-nord-ouest au sud-sud-est.

— En résumé, les trois groupes de filons desquels nous venons de parler ont des directions qui sont indiquées par le tableau suivant :

Groupes.	Directions des filons.
I. Ancien.	Nord-Sud.
II. Moyen.	Est-Ouest.
III. Moderne.	Nord-Nord-Ouest.

Il existe, entre les minerais de ces trois troupes de filons, des différences non moins tranchées que les différences géologiques que nous venons de signaler.

Les minerais du premier et du deuxième groupe montrent peu de disposition à prendre la structure cristalline, tandis que ceux du troisième l'affectent souvent; ils sont aussi plus riches en argent. Il est à noter, de plus, que les filons du deuxième groupe abondent en minerais de plomb.

L'or ne se rencontre jamais en cristaux dans les filons du groupe nord-sud; le contraire a lieu pour ceux du groupe est-ouest, où il est associé à de plus grandes quantités de minerais de plomb argentifère et de cuivre que cela n'a lieu dans le groupe nord-sud. L'or obtenu dans les mines du groupe est-ouest contient parfois jusqu'à 5 p. 100 d'argent.

Nous terminerons ces remarques relatives aux filons de quartz aurifère en faisant observer que le mode suivi pour leur exploitation varie avec leur nature. Cette observation a une grande importance pour l'établissement des *placers*, qui exige nécessairement une étude préalable et raisonnée des filons de quartz aurifère. Ajoutons en passant que cette étude est loin d'être complète, et qu'il est très-probable qu'à côté de ces groupes de filons viendront se ranger de nouveaux groupes tout aussi bien définis et non moins importants.

On a constaté que dans tous ces filons la richessse en argent augmente avec la profondeur. Il est donc à présumer que lorsqu'on les aura exploités jusqu'à des profondeurs aussi grandes que celles des filons des autres pays, l'argent qu'ils fourniront, représentera une valeur qui ne sera pas de beaucoup inférieure à celle de l'or qu'ils produisent actuellement.

Statistique des mines de quartz aurifère.

Nous nous sommes spécialement occupé de l'étude des mines d'or dans lesquelles on exploite les filons de quartz aurifère. Déjà dès l'année 1855, nous avions réuni des documents statistiques sur quatorze mines d'or de la Californie, notamment sur celles des comtés Shasta, Nevada, El-Dorado et Amador. Nous connaissons les dépenses générales et particulières auxquelles donne lieu cette exploitation ; le nombre d'hommes employés comme mineurs, ingénieurs, machinistes, etc. ; leurs salaires et leurs appointements; les dépenses de chauffage, de transport; la quantité de minerai traitée ; la production moyenne de chaque journée, de chaque mois et de l'année entière. Ces renseignements proviennent des registres et des livres de compte tenus par les compagnies; on peut donc y ajouter foi, et ils résument en quelque sorte toute l'économie de l'exploitation de l'or dans les filons de quartz aurifère.

Pour abréger et pour faire mieux saisir les résultats, nous commençons par mettre sous les yeux du lecteur le résumé de ces données statistiques :

Capital employé..........	793.000 dollars.
Bénéfice net.............	1.483.000
Dépenses................	507.000

A ces quatorze mines, nous devons en ajouter trente autres qui ont été actives pendant l'année 1854, et qui, d'après les données recueillies l'année précédente, possèdent un capital de 334.000 dollars. Quant au produit net et aux dépenses des trente mines non comprises dans le tableau ci-dessus, on peut admettre qu'elles ont donné 50 p. 100 du capital employé; car dans cette hypothèse leur bénéfice est encore beaucoup moins considérable que le précédent. Alors dans cette hypothèse, pour le nombre total des mines, le montant des capitaux en activité serait de :

Capital employé......................	1.127.000 doll.
Produits bruts (bénéfices et dépenses)..........	2.157.510
Somme totale des capitaux et des produits de l'année 1854....................	3.284.510

On peut estimer d'après ce tableau que le produit brut des mines dans lesquelles on exploite les filons de quartz aurifère, se monte à 40 p. 100 du revenu total de la Californie.

Dans les mines desquelles nous venons de parler, le nombre total des personnes qui sont employées à l'extraction du minerai d'or et à son traitement métallurgique est de six cent dix; ce n'est qu'une minime partie du nombre des ouvriers employés à l'exploitation des mines de notre État.

Les tableaux qui précèdent représentent plutôt le minimum que le maximum des capitaux et des bénéfices, et nous avons eu le soin d'écarter de ces données statistiques toutes les exagérations auxquelles on s'abandonnait autrefois.

— Nous allons maintenant faire connaître la statistique des filons de quartz aurifère, car l'exploitation de ces filons est l'industrie la plus lucrative du pays.

Le tableau qu'on trouvera plus loin comprend cinquante-huit mines de quartz aurifère, dont quarante seulement étaient en activité en 1854, tandis que les dix-huit autres (marquées d'une astérique) n'ont été exploitées qu'en 1855. Sur les quarante mines de 1854, neuf ont suspendu leurs travaux en 1855; cinq d'entre elles les ont arrêtés par suite d'agrandissement. Il n'y a guère que quatre mines qui paraissent fermées définitivement, et par conséquent la proportion des mines inactives aux mines actives est seulement de quatre sur quarante ou de 10 p. 100. Ce chiffre n'a pas besoin de commentaires, et il parle de lui-même en faveur de l'exploitation des filons de quartz aurifère.

Liste des mines de quartz aurifère de la Californie en activité pendant l'année 1855 (1).

NOMS DES MINES.	NOMS DE LA LOCALITÉ ET DU COMTÉ où la mine est située.	
Crœsus *.	Anburn.	Comté Placer.
Canada-Hill *.	Canada-Hill.	Comté Nevada.
Van-Ammon *.	Wolf-Creek.	*Idem.*
Orléans *.	Grass-Valley.	*Idem.*
Whitesides et comp.*. .	Wolf-Creek.	*Idem.*
Rocky-Bar *.	Grass-Valley.	*Idem.*
Mount-George *.	Mount-George.	*Idem.*
Gold-Tunnel.	Deer-Creek.	*Idem.*
Golden-Gate.	Little Deer-Creek.	*Idem.*
Nevada.	Deer-Creek.	*Idem.*
Wyoming.	*Idem.*	*Idem.*
Wisconsin.	Nevada.	*Idem.*
Illinois.	Deer-Creek.	*Idem.*
El-Dorado.	*Idem.*	*Idem.*
Gold-Hill.	A l'ouest de la ville.	*Idem.*
Crossett et Collins. . . .	Osborn-Hill.	*Idem.*
Empire.	Ophir-Hill.	*Idem.*
French.	Union-Hill.	*Idem.*
Lafayette et Helvetia. . .	Lafayette-Hill.	*Idem.*
Washington.	Jamison.	Comté Butte.
Eureka.	*Idem.*	*Idem.*
Ariel.	South-Fork.	Comte Sierra.
Huntley.	Brown's-Valley.	Comté Yuba.
Kelby.	Kelby.	Comté Shasta.
Mount-Washington. . .	Mount-Washington.	*Idem.*
Stents.	Scott-River.	Comté Siskiyou.
Stackelford.	Scott-Valley.	*Idem.*
Moffat.	*Idem.*	*Idem.*
Martin	Humbug-Creek.	*Idem.*
Me-Dermott.	Scaley's-Flatt.	Comte Klamath.
Union.	Marthenus-Creek.	Comté El-Dorado.
Thomas.	Consumne's-River.	*Idem.*
Pacific *.	Placerville.	*Idem.*
Maryland *.	*Idem.*	*Idem.*
Whitlock *.	Logtown.	*Idem.*
Bryant *.	*Idem.*	*Idem.*
Mount-Pleasant.	Grizzly-Flatt.	*Idem.*
Sierra-Nevada.	*Idem.*	*Idem.*
Eagle.	*Idem.*	*Idem.*
Pocahontas.	Logtown.	*Idem.*
Fort-John *.	Drytown.	Comté Amidor.
Badger *.	Sutter.	*Idem.*
Tuolumne *.	Sonora.	Comté Tuolumne.
Orléans	*Idem.*	*Idem.*
Experimental *.	Columbia.	*Idem.*
Harris.	Creek.	*Idem.*
Maxwell-Creek et comp.	*Idem.*	*Idem.*
Marble-Springs.	North-Fork.	*Idem*
Ranchoree.	Ranchoree.	*Idem.*
Amidor.	Creek.	Comté Calaveras.
Amidor.	Amidor.	*Idem.*
Key-Stone.	*Idem.*	*Idem.*
Jone et Davy.	Affluent d'Amidor.	*Idem.*

(1) Les mines marquées * n'ont commencé à être exploitées qu'après la publication de notre rapport de 1854.

Suite de la liste des mines de quartz aurifère de la Californie.

NOMS DES MINES.	NOMS DE LA LOCALITÉ ET DU COMTÉ où la mine est située.	
Lea et Johnson.	Affluent d'Amidor.	Comté Calaveras.
Woodhouse.	*Idem*.	*Idem*
Phœnix.	*Idem*.	*Idem*.
Phœnix.	*Idem*.	*Idem*.
Eureka.	Sutter-Creek.	*Idem*.
Amidor n° 2.	*Idem*.	*Idem*.
Oneida.	*Idem*.	*Idem*.
San-Juan *.	Mokelumne-River.	*Idem*.
Burleigh *.	*Idem*.	*Idem*.
Noveal-Monde.	Mont-Ophir.	Comté Mariposa.
Washington et George.	Quartzburg.	*Idem*.

Compagnies hydrauliques.

Il est utile en terminant de donner une idée de l'étendue des conduites d'eau établies pour le lavage de l'or, ainsi que de l'importance des capitaux engagés dans leur construction. Dans le tableau qu'on va lire, nous faisons connaître ces renseignements pour diverses compagnies hydrauliques, et nous mentionnons seulement celles qui donnent au moins un bénéfice de 5 p. 100 par mois. Nous observerons, d'ailleurs, que les chiffres que nous avons admis, sont basés sur un examen attentif des revenus de quatre-vingt-trois compagnies, c'est-à-dire sur près des 4/5 de celles qui existent. De plus, notre tableau embrasse les sept comtés les plus métallurgiques de la Californie.

COMTÉS.	NOMBRE de compagnies.	LONGUEUR des conduites d'eau en milles.	VALEUR des travaux exécutés.
			dollars.
Amidor.	15	129	298.000
Calaveras.	12	165	307.000
El-Dorado.	10	173	380.000
Nevada.	27	210	412.000
Placer.	11	160	369.000
Sierra.	14	187	180.000
Tuolumne.	20	185	446.000
Total.	109	1.159	2.482.000

Statistique de l'industrie minérale du Royaume-Uni en 1854.

Par M. Robert HUNT.

(Extrait par M. Delesse.)

L'Inspection Géologique (*Geological Survey*) de Londres, dont la création remonte à peine à quelques années, a déjà réuni un grand nombre de documents très-importants sur la statistique de l'industrie minérale dans le Royaume-Uni.

Sir Roderick Murchison, devenu le Directeur Général de cette institution depuis la mort si regrettable de sir Henry de la Bèche, annonce que des publications régulières feront successivement connaître les divers documents recueillis dans chaque partie du service.

Nous allons donner ici un extrait d'un rapport publié par M. Robert Hunt sur la statistique minérale du Royaume-Uni pendant l'année 1854. (*Mining Records.—Mineral statistics of the United Kingdom of Great Britain and Ireland for* 1854.)

On trouvera des renseignements intéressants sur le même sujet dans le Catalogue pour l'Exposition Universelle de 1855 qui a été publié par MM. les Commissaires de Sa Majesté Britannique. (*Catalogue of the works exhibited in the british section of the exhibition*, 1855, p. 17 et 18.)

Il importe de remarquer que le rapport de M. R. Hunt fait connaître la statistique de substances minérales dont jusqu'à présent la production n'avait pas été étudiée et contrôlée par des recherches officielles. Les rapports qui seront publiés ultérieurement doivent d'ailleurs comprendre les pierres à bâtir, les argiles et en général les matériaux de construction.

ÉTAIN.

La quantité totale de minerai d'étain, qui est extraite des mines du Devonshire et du Cornouailles, s'élève à 8.747 tonnes.

Sur cette quantité, près de 300 tonnes proviennent du Devonshire. Le rendement moyen est de 67 ou 68 p. 100; en sorte que la production totale de l'étain métallique s'élève à 5 947 tonnes. En admettant que le prix moyen du minerai

soit de 64 livres par tonne, sa valeur totale s'élèverait donc à 559.808 livres sterling.

La moyenne des prix de l'année se montait pour l'étain anglais :

En saumons, à . . . . 114 liv. la tonne.
En barres, à 115
Raffiné, à 118

Par conséquent, nous pouvons évaluer à 690.000 liv. la valeur totale de l'étain produit en Angleterre.

NOM DE LA MINE.	MINERAI D'ÉTAIN exploité.				VALEUR.		
	tonnes	cwts.	qrs.	lbs.	liv.	s.	d.
Dolcoath	263	10	2	12	25.261	2	11
Polberro	263	7	3	19	18.000	0	0
Levant	287	7	0	19	19.540	0	0
Huel Owles	252	12	1	23	16.136	0	0
Drake Walls (*)	236	0	1	25	18.470	0	0
St. Ives Consols	201	0	0	0	11.500	0	0
Lewis Mines	199	8	1	17	13 754	0	0
Trump et Consols	196	1	0	25	13.875	3	5
Great Huel Vor United	187	8	1	8	13.090	0	0
Great Work	194	3	3	8	13.866	0	0
Providence Mines	154	18	2	8	10.347	4	1
Huel Lovell	132	4	0	23	9.601	19	11
Boscundle	148	19	1	20	9.400	0	0
Botallack	147	1	0	25	10.842	1	11
Condurrow	122	7	2	6	8.718	0	7
Tincroft	146	4	0	0	8.973	13	1
Boscean	147	11	0	0	10.295	0	1
Porkellis United	118	10	3	14	7.799	14	5
West Huel Towan	100	11	0	26	7.117	11	5
Great Polgooth	96	13	0	0	6.273	15	5
Huel Kitty (St. Agnes)	83	9	0	0	2.826	12	2
Huel Guskus	76	15	3	24	4.950	0	0
Yeoland Consols	75	0	0	0	4.500	0	0
Huel Uny	75	16	0	0	5.698	9	5
Balleswidden	73	12	0	0	5.748	17	6
Leeds and St. Aubyn	63	1	3	0	3.780	0	0
Great Beam	64	0	0	0	4 609	4	6
Cook's Kitchen	50	7	2	11	3.544	11	1
Huel Unity Consols	51	7	0	12	»		
Bottle Hill	49	7	2	0	2.907	9	0
East Pool	49	11	2	25	2.852	1	10
Huel Bassett	46	0	0	0	3.220	0	0
Trelyon Consols	46	18	0	0	3.284	11	4
Spearne Moor	45	10	0	15	2.962	7	8
Huel Enys	38	13	3	0	2.503	0	8
Trevenan Mine	36	2	3	13	2.328	16	11
Huel Trevelyan	35	17	0	0	2.356	15	0
West Providence	33	10	0	0	2.883	0	0
North Levant	33	10	0	0	2.318	15	8
Huel Sidney	32	3	2	12	2,261	19	9
Georgia Consols	28	11	2	11	1.996	2	6

(*) A Drake-Walls, on se sert de la méthode de M. Robert Oxland, pour séparer le wolfram du minerai.

NOM DE LA MINE.	MINERAI D'ÉTAIN exploité.				VALEUR.		
	tonnes	cwts.	qrs.	lbs.	liv.	s.	d.
South Speed Mine	26	14	1	20	1.741	5	9
South Huel Francis	22	9	1	12	1.457	10	10
Huel Unity	22	0	0	0	1.283	6	9
Tavistock United	22	10	0	0	1.540	10	8
East Huel Margaret	23	0	0	0	1.676	17	9
Huel Kitty	18	3	0	6	1.187	1	7
Huel Trefusis	17	15	2	0	1.206	2	9
Birch Tor	22	5	0	0	1.443	1	3
East Birch Tor	5	0	0	0	283	0	0
Budnick Consols	17	10	0	0	1.282	3	2
Balleswidden United	16	10	0	0	1.038	19	2
West Huel Jane	15	3	0	0	903	2	8
Trebele	12	3	0	0	776	1	1
Wendron Consols	10	0	0	0	653	15	5
Great Hewas United	10	10	0	0	883	19	10
Huel Bosorn	10	18	3	0	714	0	0
East Uny Consols	12	0	0	0	»	»	»
Huel Augusta	11	10	0	0	727	12	3
Rix Hile	11	0	0	0	684	3	0
Nansegollan	6	5	0	0	350	0	0
Penzance Consols	8	12	0	0	657	15	0
St. Austle Consols	5	20	0	0	322	7	9
Phœnix	5	10	0	0	324	10	0
South Speed	8	0	0	0	499	14	3
Huel Robins	9	0	0	0	497	2	8
Great Huel Baddern	3	15	0	0	271	1	2
St. Aubyn and Grylls	3	10	0	0	224	18	0
Devon Huel Beam	2	0	0	0	139	11	6
Haytor Consols	6	5	0	0	338	0	10
South Yeoland	4	6	2	0	230	12	6
Calstock United	3	0	0	0	149	19	9
Huel Margerey	2	6	1	0	135	17	6
Union	2	0	0	0	164	3	8
Charlestown	2	0	0	0	149	12	6
Huel George	1	10	0	0	106	2	3
Prince Albert	1	0	0	0	60	12	11
Hawkmoor	1	0	0	0	40	2	0
Huel Friendship	2	13	0	0	127	17	0
East Bosorn	1	0	0	0	73	19	6
Holne Moor	0	10	0	0	22	12	6
Wendron United	1	18	2	24	118	8	0
Owlscombe	0	15	0	0	50	18	11
Huel Maudlin	0	10	0	0	34	7	4
Pednandrea	43	0	0	0	108	7	3(*)
Total	5.186	4	3	2	344.643	19	3

(*) Cette partie du minerai d'étain a été vendue en roche, c'est-à-dire sans avoir subi une préparation mécanique, et par conséquent elle ne contenait qu'une faible proportion d'étain comparativement à la gangue.

Étain importé de différents pays dans le Royaume-Uni pendant l'année 1855.

PROVENANCE.	ÉTAIN.		MINERAI d'étain et régule.	
	tonnes.	cwts.	tonnes.	cwts.
Hollande	391	18	2	4
Possessions Anglaises dans les Indes-Orientales	438	18	0	1 1/2
Singapore	1.158	10	1	0
Java	1	9	3	0
Chine	228	10	»	»
Victoria (Australie)	8	10	53	0
Pérou	23	12	7	0
Autres pays	»	»	0	5
Total	2.251	1	66	11 1/2

Étain exporté.

	Tons.	Cwts.
Anglais	1.405	14
Etranger	668	16

CUIVRE.

Quantités de minerai de cuivre vendues sur les marchés de cuivre (Ticketings) du Cornouailles.

Nos	MINES.	Minerai.	Cuivre.				Valeur.			Richesse.
		tonnes.	tonnes.	cts.	qx.	l.	liv.	s.	d.	
1	Devon Great Consols	23.174	1.486	2	1	7	143.224	3	6	6 3/8
2	Huel Buller	12.208	742	1	3	10	74.734	11	6	6 1/16
3	Huel Basset	8.378	646	9	1	6	66.024	18	6	7 5/8 1/16
4	United Mines	11.827	603	1	1	18	58.668	9	6	5 1/16
5	South Caradon	3.006	377	18	3	12	39.986	15	6	12 1/2 1/16
6	West Basset	5.231	376	13	2	3	38.277	10	6	7 1/8 1/16
7	Carn Brea	6.231	358	15	3	8	35.455	6	0	5 3/4
8	West Caradon	4.018	351	0	2	2	36.563	16	6	8 3/4
9	Fowey Consols	4.440	347	6	1	7	34.316	2	0	7 3/4 1/16
10	Par Consols	3.719	342	12	1	12	35.343	12	6	9 1/8 1/16
11	Alfred Consols	3.712	337	8	3	22	35.767	15	0	9 1/16
12	Huel Seton	4.945	262	19	0	22	25.645	4	0	5 1/4 1/16
13	Phœnix	3.005	254	4	0	25	26.699	17	0	8 3/8 1/16
14	North Basset	2.752	222	1	0	15	22.867	19	6	8 1/16
15	South Frances	2.783	221	16	1	6	23.204	15	6	8
16	Hingson Downs	2.659	215	6	1	10	22.335	4	0	8 1/16
17	Tincroft	3.791	207	7	2	8	18.097	1	0	3 1/2 1/16
18	Botallack	1.453	203	16	1	19	21.635	9	0	14
19	North Pool	3.499	189	11	0	16	18.791	15	6	5 3/8
20	Consolidated Mines	3.225	171	8	0	10	16.965	18	0	5 1/4 1/16
21	North Roskear	2.216	163	10	0	5	17.042	10	6	7 3/8
22	Tresavean	3.990	156	14	3	4	14.402	7	6	3 7/8 1/16
23	Halamanning	2.508	153	14	2	23	15.461	10	6	6 1/8
24	Perran Saint George	2.971	153	9	1	3	14.464	18	6	5 1/8 1/16
25	West Seaton	2.307	153	0	3	23	15.487	13	0	6 5/8
	A reporter	128.048	8.699	11	1	16	871.485	4	6	

Quantités de minerai de cuivre vendues sur les marchés de cuivre (Ticketings) du Cornouailles (suite).

Nos	MINES.	Minerai.	Cuivre.				Valeur.			Richesse.
		tonnes.	tonnes.	cts.	qx.	l.	liv.	s.	d.	
	Report . . .	128.048	8.699	11	1	16	871.485	4	6	
26	Bedford United.	2.136	156	10	1	2	15.441	15	6	6 7/8
27	South Crinnis.	1.925	144	6	0	13	14.532	16	0	7 1/2
28	Saint Day United	2.103	128	6	3	4	13.049	15	6	6 1/8
29	Huel Arthur	2.417	127	9	3	17	12.528	2	0	5 1/4
30	Huel Friendship (East). .	1.396	127	0	2	10	13.302	19	6	9 1/8
31	Pembroke and East Crinnis.	1.880	120	12	3	10	12.010	15	6	6 3/8
32	South Tolgus.	1.361	114	1	1	12	11.870	18	0	8 3/8
33	Condurrow	1.490	110	1	3	27	10.003	7	0	6 5/8 1/16
34	East Pool	2.034	99	4	3	22	9.455	5	6	4 7/8
35	West Huel Damsel . . .	1.662	96	0	2	19	9.476	6	6	5 3/4
36	Levant.	1.589	87	13	1	0	8.201	4	0	5 1/2
37	Holmbush.	1.557	83	11	2	16	8.067	6	6	5 3/8
38	Marke Valley	2.330	80	9	0	13	7.676	6	6	3 1/2
39	Creegbrawse	1.339	73	16	1	14	7.243	8	0	5 1/2
40	Perran and Great Huel Leisure	1.753	62	5	0	14	5 271	19	6	3 1/2 1/16
41	South Crenver	1.629	58	8	1	19	5.257	19	0	3 1/2 1/16
42	West Treasury.	913	57	17	2	10	5.843	10	6	5 1/4 1/16
43	Rosewarne United. . . .	731	54	0	0	1	5.561	14	6	7 /8
44	Great Huel Alfred. . . .	1.011	52	8	1	25	5.095	18	6	5 1/8 1/16
45	Treviskey	756	50	5	1	13	5.151	15	0	6 5/8
46	Camborne Vean	1.002	48	18	2	4	4.686	12	6	4 7/8
47	Huel Charlotte	570	46	6	0	4	4.817	14	6	8 1/8
48	Huel Clifford	566	46	2	0	21	4 844	6	0	8 1/8
49	Dolcoath.	992	45	10	2	4	4.313	10	0	4 1/2 1/16
50	North Downs.	543	43	19	0	19	4.582	1	6	8 1/16
51	Sortridge Consols	445	43	18	3	16	4.542	2	0	9 7/8
52	North Huel Crofty. . . .	653	40	9	3	11	4.089	7	0	6 1/8 1/16
53	Huel Comfort.	1.353	38	16	1	3	3.170	16	6	2 7/8
54	Cavannal	410	34	12	1	9	3 587	4	0	8 3/8
55	East Huel Crofty.	620	33	12	4	15	3 359	17	0	5 3/8 1/16
56	Bodmin United.	505	32	11	4	0	3.319	5	0	6 3/8 1/16
57	West Alfred Consols. . .	692	29	13	2	14	2.863	13	6	4 1/4
58	Great Huel Sheba	786	28	18	2	24	2.[illegible]76	3	6	3 5/8 1/16
59	Callington Killebray . .	430	28	15	2	17	2.850	2	6	6 5/8 1/16
60	North Huel Robert. . . .	408	28	4	3	4	2.782	17	0	6 7/8 1/16
61	Clyjah and Wentworth. .	428	26	4	2	18	2.644	0	0	6 1/8
62	West Providence	284	25	4	2	24	2.616	11	6	10 3/4
63	Huel Russel.	471	24	7	1	17	2.362	18	6	5 1/8 1/16
64	Huel Franco	727	24	5	3	26	2.140	14	0	3 1/4 1/16
65	West Fowey Consols. . .	277	23	6	0	4	2.360	19	6	8 3/8 1/16
66	South Huel Crofty. . . .	492	23	5	1	2	2.213	13	6	4 3/4
67	Tavy Consols.	396	23	2	0	4	2.234	4	0	5 3/4 1/16
68	Huel Messer	317	22	6	3	22	2.146	0	6	4 1/4 1/16
69	Huel Mary Great Consols.	396	22	4	1	27	2.044	4	0	5 3/8
70	Huel Trevarvah	260	20	18	3	22	2.167	16	0	8 1/16
71	Huel Carpenter	205	19	17	0	17	2.047	6	0	9 7/8 1/16
72	Huel Crebor.	351	19	14	1	2	1.887	16	6	5 5/8
73	Boiling Well	304	19	8	0	5	1.974	15	0	6 3/8
74	Devon and Courtney. . .	196	17	8	0	19	1.819	0	6	8 7/8
75	Providence Mines	346	17	4	3	21	1.679	7	0	5
76	Hawk Moor.	243	16	16	2	21	1.698	12	6	6 7/8 1/16
77	Huel Carpenter (Gwinear)	486	16	11	2	5	1.444	7	0	3 3/8 1/16
78	East Crowndale.	247	16	11	1	27	1.665	13	0	0 5/8 1/16
79	Trethellan.	442	15	2	0	10	2.351	17	6	3 3/8
	A reporter. . .	176.855	11.547	13	1	7	1.151.313	16	6	

Quantités de minerai de cuivre vendues sur les marchés de cuivre (Ticketings) du Cornouailles (suite).

Nos	MINES.	Minéral.	Cuivre.				Valeur.			Richesse.
		tonnes.	tonnes.	cts.	qx.	l.	liv.	s.	d.	
	Report. . . .	176.855	11.547	13	1	7	1.151.313	16	6	
80	West Huel Alfred	403	14	14	3	9	1.383	4	6	3 5/8 1/16
81	Huel Guskus	273	14	0	2	20	1.315	12	6	5 1/8
82	Huel Trefusis.	196	13	1	2	21	1.351	9	0	6 3/8
83	Tywarnhaile	200	12	14	3	9	1.267	0	0	6 3/8
84	Treloweth	182	11	13	3	20	1.204	13	6	6 1/2 1/16
85	North Huel Busy.	139	11	7	1	5	1.155	2	0	8 1/8 1/16
86	Boscundle.	118	10	15	0	11	1.075	9	0	9 1/8
87	Keneggy.	144	10	12	1	2	1.087	17	6	7 3/8
88	East Huel George	163	10	7	1	10	994	5	0	6 1/4 1/16
89	Pendarves and Aubyn. .	125	10	5	1	23	1 066	0	0	8 1/8 1/16
90	Old Huel Basset	160	10	0	2	7	1.018	5	0	6 1/4
91	Camborne Consols	134	9	15	2	25	1 027	4	6	7 1/4 1/16
92	Great Crinnis.	157	9	4	2	21	879	8	6	5 7/8
93	Huel Busy.	205	8	16	1	22	826	18	0	4 1/4
94	Huel Henry.	88	7	18	0	4	840	0	0	9 7/8
95	North Huel Damsel . . .	91	7	17	1	18	828	3	6	8 5/8
96	Huel Polberrow	143	7	14	0	21	747	13	0	5 3/8
97	Prideaux Wood	177	7	5	2	2	645	15	0	4 1/8
98	West Stray Park.	96	7	3	0	7	739	10	6	7 3/8 1/16
99	Unity Wood East.	66	6	19	3	21	757	8	6	10 5/8
100	South Bedford Consols. .	162	6	19	1	7	621	19	6	4 1/4
101	St Aubyn and Gryllis. .	116	6	15	3	17	689	14	0	5 7/8
102	Treleigh Consols	119	6	14	0	12	647	13	6	5 5/8
103	Huel Speedwell.	108	6	10	0	25	662	10	6	6
104	Richards's H. Friendship.	104	6	6	3	22	627	3	0	6 1/8
105	Huel Hellen.	90	6	3	1	16	621	1	0	6 3/4 1/16
106	Huel Ellen	152	6	3	1	2	557	1	6	4
107	Huel Uny.	110	5	14	3	21	541	9	6	5 1/8 1/16
108	Huel Agar.	69	5	13	1	4	583	15	0	8 1/8 1/16
109	Huel Unity Consols. . .	114	5	10	1	10	532	0	0	4 /4 1/16
110	Huel Abram	324	5	9	0	3	169	4	0	1 5/8 1/16
111	Gonemena.	50	5	0	0	0	511	5	0	10
	Ventes en petits lots . .	3.225	154	13	1	9	14.407	0	0	4 3/4
	Total . . .	184.858	11.979	4	2	21	1.192.696	12	6	6 3/8

Minerai de cuivre (anglais) vendu à Swansea.

Pays de Galles.

MINES.	Minéral.	Cuivre.				Valeur.			Richesse.
	tonnes.	to.	cwts.	qrs.	lbs.	liv.	s.	d.	
Cwmdyle	93	7	15	3	0	423	6	0	8 2/8
Nant y Car	38	3	16	3	5	313	4	0	10 4/8
Giefron	12	1	19	3	4	205	4	0	16 1/2
Dyliffe.	22	1	16	3	0	187	0	0	8
Dyfngrom.	25	1	0	0	0	76	5	0	3 7/8
Dulas	8	1	12	2	11	132	9	6	19 7/8
Gilfach	25	2	10	2	0	215	0	0	9
Dhurade	48	1	12	2	11	194	4	0	4
Crafriant	24	2	19	0	0	264	6	0	12
Total	287	25	3	3	3	2.010	18	6	10 1/4

Irlande.

MINES.	Minerai.	Cuivre.	Valeur.	Richesse.
	tons.	to. cts. qrs. lb.	liv. s. d.	
Bearhaven	5.030	488 12 3 7	58.848 1 0	9 5/8 1/16
Knockmahon	4.421	434 18 0 22	53.022 13 0	10 7/8 1/16
Holyford	855	97 17 3 23	10.979 4 6	17 5/8 1/16
Ballymurtagh	1.237	55 12 3 6	5.763 9 0	4 1/8
Lackamore	159	13 7 2 20	1.423 18 6	8 3/8 1/16
Cosheen	45	8 4 3 26	905 11 0	18 1/4
Cronebane	58	7 13 2 17	826 11 0	13 1/4
Tigrony	9	3 18 3 20	460 2 6	37 5/8
South Cork	62	4 14 3 16	344 6 0	7 7/8
Ballygahan	53	1 19 2 7	167 14 0	4 2/8
Crookhaven	43	2 0 0 0	194 0 0	5 7/8
Glamore	67	5 13 0 22	617 19 0	8 3/4 1/16
Total	11.739	1.124 13 3 18	128.053 9 6	12 1/4

Devonshire, etc.

MINES.	Minerai.	Cuivre.	Valeur.	Richesse.
	tons.	to. cts. qrs. lb.	liv. s. d.	
Poltimore	13	»	»	»
Dart Mine	47	»	»	»
Molland	85	6 2 3 5	625 13 0	7 1/4
Diverses mines vendant de petites quantités de minerai	644	53 12 0 9	5.657 18 6	7 3/8

Scories.

MINES.	Minerai.	Cuivre.	Valeur.	Richesse.
	tons.	to. cts. qrs. lbs.	liv. s. d.	
Scories anglaises	127	5 4 0 4	406 10 6	4 7/16
— de cuivre	53	6 5 3 14	675 15 0	11 7/8
— de Glasgow	243	5 18 3 9	459 1 6	2 7/8
— de Waterloo	373	19 5 1 18	1.710 16 0	5 1/8 1/16
Total	796	37 14 0 14	3.252 2 6	6 1/4

Mines diverses dont les minerais n'ont été vendus sur aucun des deux marchés publics ci-dessus mentionnés.

MINES.	Minerai.	Valeur.
	tons.	liv. s. d.
Mines de Coniston	3.048	26.611 1 5
— de Greenbourne	140	»
— de Laxey	64	»
Total	3.252	»

Mines étrangères.

MINES.	Minerai.	Cuivre.	Valeur.	Richesse.
	tonnes.	tonnes. cts. qrs. lb.	liv. s. d.	
Cobre	12.804	2.068 13 3 21	228.247 19 0	16 1/8 1/16
Cuba	3.110	427 19 1 2	47.322 1 6	13 3/4
Copiapo	1.070	181 15 1 0	20.399 4 0	16 7/8 1/16
Kapunda	732	149 8 0 14	16.785 14 6	20 3/8 1/16
Santiago	785	128 4 1 5	14.207 0 6	16 1/4 1/16
African	378	123 3 3 22	13.682 8 0	32 1/4 1/16
Peninsular	1 449	99 2 1 18	10.317 9 6	6 3/4 1/16
Spanish	687	54 14 3 3	5.717 11 6	7 7/8 1/16
Chili	311	51 8 1 10	3.755 8 6	16 1/2
Montreal	362	46 3 1 11	5.256 5 0	12 5/8
Australian	102	29 14 1 27	3.277 2 0	29 1/8
Norway	285	22 14 3 17	2.445 15 6	8
French Slag	523	21 8 0 19	1.815 10 0	4 1/16
Algiers	139	13 10 2 24	1.470 4 0	9 3/4
German	271	10 4 3 3	958 18 0	3 3/4
South African	32	7 7 3 24	810 2 0	23 1/8
Arnsaw	232	6 7 2 9	513 15 0	2 3/4
Malachite	14	6 6 0 0	693 0 0	45
London	34	2 18 6 0	292 19 0	7 5/8
Severn	12	4 8 0 0	529 0 0	29
Total	22.332	3.455 15 0 11	378.497 2 6	16 1/16

Acquéreurs au moyen de contrats privés passés dans l'année.

MINES.	Minerai.	Valeur.
	tons.	tons. cts. qr. lbs.
Vivian et Sons	8.078	1.292 1 3 15
Freeman et Cie	1.028	368 13 1 0
Sims, Willyams, et Cie	2.947	352 16 2 24
P. Grenfell et fils	»	664 1 1 19
Williams, Foster, et Cie	»	1.002 10 0 0
Compagnie des mineurs de cuivre	»	360 6 2 19
Compagnie des houilles anglaises et étrangères	5.315	818 19 0 20
Alnewich	»	571 18 3 1
Compagnie Ravenhead	7 404	1.067 6 2 15
Total	24.770	6.493 14 2 1

Récapitulation de la valeur du cuivre.

	tons cts. qs. lb.	liv. s. d.
Production totale des mines de l'Angleterre	13.042 4 2 21	2 229.807 12 6
Production totale des mines de l'Irlande	1.124 13 3 18	128 053 9 6
Production totale des mines du pays de Galles	25 3 3 3	2.010 18 6
Cuivre étranger acheté par *Tickelings*	3.455 15 0 11	378.498 2 6
Marchés divers	5.426 7 3 14	593.494 0 0
Total	23.073 3 1 11	2.331.804 2 0

Cuivre importé dans le Royaume-Uni.

	tons.
Minerai.	50.940
Régule.	6.351
Lingots et massiaux.	1.597
Vieux cuivre et laiton.	912
Barres, etc.	1.621
Plaques et monnaies.	710
Produits manufacturés.	32

Sur le cuivre importé, on a réexporté 1.822 tonnes.

Cuivre exporté du Royaume-Uni.

	tons.
Minerai.	15
Lingots et massiaux.	3.040
Monnaie.	134
Feuilles.	9.534
Fils.	22
Objets divers.	946

Exportation totale, non compris le minerai : 13.678 tonnes.

PLOMB.

Production du minerai de plomb, du plomb et de l'argent dans le Royaume-Uni.

Total du minerai de plomb.	COMTÉ.	MINES.	Plomb du minerai.	Plomb.	Argent.
tonnes	ANGLETERRE.		tonnes. cts.	tonnes. cts.	onces.
	Cornouailles. . .	Callington.	71 0	43 10	2.595
		Huel Mary Anne. . . .	1.099 12	706 0	44.470
		Huel Trelawney	782 16	569 0	26.174
		North Huel Trelawney	35 19	20 10	290
		Huel Trebane.	(*)570 9	335 0	14.580
		Tregorden.	»	»	»
		Herodscoombe	»	»	»
		Herodsfoot	572 10	364 10	8.607
		East Huel Rose.	1.215 0	828 5	24.621
		North Huel Rose. . . .	»	»	»
		Cargol.	133 0	89 10	1.556
		Oxnams Lands	2 10	1 15	87
		South Cargol	212 0	105 0	978
		Charity Lands	»	»	»
		Dean and Chapter Lands.	»	»	»
		Huel Penhale.	181 0	118 0	1.830
		Huel Golden	494 0	336 0	7.728
		Huel Rose.	»	»	»
		Holmbush.	»	»	»
		(**) Great Callestick Moors.	»	»	»
		A reporter.	5.369 16	3.517 0	133.516

(*) A Huel Trehame, 388 tonnes donnent 81 p. 100 de plomb et 41 1/2 oz. d'argent, et 168 tonnes 34 p. 100 de plomb et 18 1/2 oz. d'argent.

(**) Great Callestick Moors, abandonné.

Production du minerai de plomb, du plomb et de l'argent dans le Royaume-Uni (suite).

Total du minerai de plomb.	COMTÉ.	MINES.	Plomb du minerai.	Plomb.	Argent.
tonnes	ANGLETERRE (*suite*).		tonnes. cts.	tonnes. cts.	onces.
		Report	5.369 16	3.517 0	133.516
	Cornouailles...	Huel Concord	»	»	»
		Carthew Consols	»	»	»
		Great Huel Baddern	437 4	335 10	5.795
		Pentire Glaze	205 0	144 0	6.048
		Nancekuke	»	»	»
		Huel Albert	22 10	17 0	68
		Huel Constance	42 0	28 0	1.148
		Whitleigh	26 0	11 10	790
		Huel Langford	»	»	»
		Trelogan	»	»	»
		Trefrew	22 0	17 10	»
		Cubert United Silver Lead	160 0	120 0	1.900
		Silver Valley and Huel Brothers	»	»	»
		Great Crinnis	10 16	4 0	950
		Hendre	100 0	74 0	»
		Hope Valley	128 0	98 0	270
		Michell	11 0	8 0	45
		Mount	10 15	8 0	»
		Huel Treweatha	331 0	230 0	19.320
		Huel Wrey Consols	214 0	167 0	4.175
7.460		Swanpool	370 0	226 0	5.650
	Devonshire...	Tamar	882 0	453 0	35.330
		Huel Adams * Huel Exmouth	1.140 0	800 0	15.000
		East Tamar Consols	65 6	50 7	1.075
		Huel Friendship	17 19	12 10	112
		N Huel Friendship	51 0	32 5	»
		Silver Brook	23 15	15 0	»
		Thomas United	70 0	54 0	1.810
		Lamerhose	15 0	11 5	135
		South Tamar Consols	1.469 19	964 14	61.950
		South Molton Consols	»	»	»
		Boringdon Consols	228 3	135 0	»
		Birch Aller	13 10	9 0	126
		Boringdon Park	163 0	75 0	3.750
4.139		East Boringdon	»	»	»
	Cumberland ..	Browngill	204 14	148 2	1.431
		Rampgill	275 18	192 16	1.349
		Scaleburn	114 5	82 13	496
		Carrs and Hanging Shaw	243 2	168 4	673
	Mines du gouverneur et de la compagnie.	Capel Cleugh	280 12	197 3	986
		Small Cleugh	352 16	260 19	1.305
		Middle Cleugh	96 2	68 0	340
		Fletcherat	6 18	4 0	48
		Guddamgill	80 9	53 6	320
	6,576 4	Long Cleugh	778 2	534 15	3.743
		Bentyfield Sun Vein	51 7	35 16	358
		Cowperdyke Heads	28 10	19 4	154
		Tynebottom	57 17	36 5	362
		A reporter	14.179 5	9.514 0	310.528

(*) Huel Adams et Huel Exmouth sont réunis; la production provient exclusivement de Huel Exmouth, Huel Adams n'ayant rien extrait en 1854.

Production du minerai de plomb, du plomb et de l'argent dans le Royaume-Uni **(suite).**

Total du minerai de plomb.	COMTÉ.	MINES.	Plomb du minerai.	Plomb.	Argent.
tonnes		ANGLETERRE (*suite*).	tonnes. cts.	tonnes. cts.	onces.
		Report.	14.179 5	9.514 0	310.528
	Cumberland (Suite).	Priorsdale	5 9	3 8	20
		Bentyfield, Sun Vein East End	85 4	23 10	235
		Brigal Burn	118 18	72 10	507
		Dowpot	0 10	0 7	2
		Fore Shield	6 2	4 0	64
		Flow Edge	»	»	»
		Gutter Gill	»	»	»
		Brownley Hill	1.722 0	1.106 2	3.871
		Blagill Vein	77 15	52 5	366
		Carrs West of Nent Vein	14 2	9 6	37
		Black Syke	19 6	11 17	142
		Hudgill Burn	214 9	137 0	1.370
		Farnbury Vein	2 8	1 13	11
		Grassfield	22 9	13 12	109
		Galligill or Garrigill Syke	67 12	44 6	532
		Crag Green, North Vein	0 18	0 12	[illegible]
		Tynehead	»	»	»
		Force Cragg	»	»	»
		Keswick Mine	45 0	33 10	284
		S. Cross Fell Mine	30 17	22 0	154
	Mines de Tynehead.	Stow Craig	23 15	16 0	480
		Tees Side	26 9	18 0	105
		Metal Band	13 6	9 0	54
		Dosey	5 13	3 10	20
		Calvert	15 7	10 0	60
	Mines de Caldbeck.	Lady's Vein	13 4	9 0	54
		East Crop Fell	10 17	7 0	56
		Driggith	286 8	195 0	3.900
		Roughtengill	182 19	120 0	2.400
		Fair Hill	14 2	9 17	58
		Shield Well	0 8	0 5	1
		Slaggy Burn	1 15	1 0	5
		Yadmoss	0 3	0 2	
		Greenside	1.600 0	1.100 0	4.400
		Holyfield	18 0	11 6	90
		North Grain Cross Vein	»	»	»
		West Gill Cross Vein	»	»	»
		Nattrass Middle Vein	2 15	1 7	11
		Nattrass North Vein	79 12	49 11	396
		Coatlithe Hill	»	»	»
		Fourdarque	»	»	»
		Nentsbury Green North Vein	4 16	2 13	21
		Wellgill Cross Vein	28 0	17 0	136
		Park Grove S. Vein	2 8	»	»
		Lee House Well	»	»	»
		Clargill Head	28 7	17 0	510
		Peat Stack Hill	4 16	1 13	11
		Sunny Side	»	»	»
		A reporter	18.911 4	12.840 16	381.016

***Production du minerai de plomb, du plomb et de l'argent dans le Royaume-Uni* (suite).**

Total du minerai de plomb.	COMTÉ.	MINES	Plomb du minerai.	Plomb.	Argent.
tonnes	ANGLETERRE (*suite*).		tonnes. cts.	tonnes. cts	onces.
		Report.	18.911 4	12.548 16	331.016
	Cumberland (Suite).	Slots.	»	»	»
		Dowke Burn West End.	73 0	51 2	400
		Rodderup Cleugh West End	1.982 0	1.328 0	7.968
		Low Birchy Bank.	1 10	0 10	4
		Cald Beck Mine	»	»	»
		Wood End	»	»	»
		Smittergill Foot Mine.	»	»	»
		Thorngill Slit.	1 0	10 0	40
		Thorngill East Vein	12 10	7 1	35
		Thorngill West End	6 10	4 1	20
		Dry Burn	»	»	»
		Howgill Syke.	»	»	»
		Windy Brow	0 19	0 12	4
		Claregillhead	»	»	»
		Smittergill Head Mine (*)	»	»	»
		Clargill Burn	»	»	»
		Gold Scope	365 18	243 0	1.215
		Yewthwaite	35 6	24 12	120
		Brandley, Barrow, and Stoneycroft.	78 3	47 11	165
		Kennyside	15 11	10 3	»
9.890		Blencathara (**)	»	»	»
		Bannerdale	7 0	4 10	»
	Durham et Northumberland.	East and West Allendale and Weardale.	12.220 0	9.200 0	49.000
		Coldberry	607 8	451 12	»
		Coldberry Skears.	539 16	399 8	»
		Lodge Syke.	270 11	200 3	»
		Manorgill	29 8	21 15	»
		Little Eggleshope	2.861 4	2.117 6	»
		Ashgill Head	715 10	529 8	»
		Red Groves	278 12	206 12	»
		High Skears	120 0	84 0	»
	Mines de Teesdale.	New Streak et Broadley Hill	»	»	»
	6,576 tonnes.	Pike Law Armstrong Vein.	25 15	15 0	»
		Green Hurth	33 18	24 5	»
		Hudshopehead	9 11	6 4	»
		Wiregill.	1.207 4	895 11	»
		Grasshill	21 5	14 5	»
		Trough Head.	»	»	
		Willy Hole East Side.	36 1	24 8	»
		Sundry Mines	7 7	5 8	»
		Flakebrigg	48 18	32 8	»
		Flushamie	5 15	4 5	»
		High Dyke	»	»	»
		Silver Tongue	»	»	»
		A reporter.	40.613 14	28.520 5	389.933

(*) Sur le point de reprendre l'exploitation.
(**) Ne produit que 4 tonnes de minerai de cuivre.

Production du minerai de plomb, du plomb et de l'argent dans le Royaume-Uni **(suite).**

Total du minerai de plomb.	COMTÉ.	MINES.	Plomb du minerai.	Plomb.	Argent.
tonnes	ANGLETERRE (*suite*).		tonnes. cts.	tonnes. cts.	onces.
		Report.	40.613 14	28.520 5	389.933
	Duram et Northumberland.	Derwent Mines.	1.000 0	800 0	15.000
		Helaugh Field	420 0	280 0	7.454
	(Suite.) Mines de Weardale. 243 tons.	Stanhope Burn.	197 11	144 0	»
		Hallywell	6 0	4 0	»
		Lanehead.	4 5	2 10	»
		Allergill.	»	»	»
		Bollyhope.	45 16	3 0	»
		Fallowfield	192 0	144 0	1.353
		Church Burn	16 0	»	»
		Captain Cleugh.	42 6	30 0	»
		Brandon Walls.	64 0	45 0	»
		Calves.	11 14	8 0	»
		Mellowburry	»	»	»
		Settlingstones.	1.120 0	840 0	5.040
22.320		Harehope Gill	8 15	6 0	»
		Stonecroft.	160 0	125 0	780
		Park.	9 5	6 10	»
383	Westmoreland.	Dufton et Silverband, Hilton, Murton, et Hardshins.	371 13	281 10	»
		North Stanmore.. . . .	11 8	8 0	80
7.554	Derbyshire. . .	Produit des fondeurs.	7.554 0	4.508 15	»
	Shropshire . . .	Round Hill.	83 13	60 0	100
		Snail Beach.	2.425 0	1.753 0	»
		Bat Holes.	53 7	38 15	»
		South Bog.	20 0	15 10	»
		Rorington.	22 0	17 0	»
		Lord Hill.	27 15	21 0	84
		White Grit	800 0	595 0	»
3.797		East White Grit	10 0	7 0	»
		Stipperstones.	50 6	36 5	»
		Hope Valley	258 13	186 0	»
	Yorkshire. . . .	Swale Dale et Arkendale.	4.817 0	3.276 0	»
		Hurst	225 0	168 0	»
		Wensleydale	910 6	682 0	»
		Cononley	606 0	463 0	»
		Grassington (including) Yarnbury et Coalgrove Beck. . . .	1.800 0	1.270 0	»
		Pately District	680 0	477 0	»
		Kettlewell and Coniston Liberty.	110 0	70 0	»
		Lunehead.	»	»	
		Silverband	»	»	
9.244		Braithwaite.	96 9	70 0	»
		Total	64.799 11	44.989 10	419.824

Production du minerai de plomb, du plomb et de l'argent dans le Royaume-Uni (suite).

Total du minerai de plomb.	COMTÉ.	MINES.	Plomb du minerai.		Plomb.		Argent.
tonnes	PAYS DE GALLES.		tonnes.	cts.	tonnes.	cts.	onces.
	Cardiganshire .	Lisburne Mines.	2.595	0	1.653	0	»
		Cwm-ystwyth.	1.120	0	840	0	»
		Esgair-Llee	120	0	92	0	»
		Cwm-sebon	»		»		»
		Llawr-cwmbach	12	0	9	5	37
		Llanfair Clydogan . . .	»		»		»
		Goginan.	276	0	205	0	7.176
		Llettyhen	»		»		»
		Nant-y-creiau	»		»		»
		Cefn-brwyno.	630	0	446	0	»
		Bwlch-Consols	20	0	14	0	160
		Nanteos.	112	0	84	10	»
		Coedmawr Pool	7	0	5	0	»
		Court Grange.	»		»		»
		Grogwinion.	»		»		»
		Brynarian.	»		»		»
		Cwm-erfin.	226	0	170	0	3.420
		Darren.	37	0	28	10	800
		Foxpath.	16	0	»		»
		Brongwyn.	179	5	140	0	420
		Cefn-mawr	15	15	11	0	»
		Penrhyn.	23	0	16	5	97
		Welsh Potosi.	200	0	155	0	1.286
		East Darren.	815	0	607	0	15.782
		Aberyffrwydd.	20	0	15	5	»
		Esgair Mwyn	115	0	89	0	»
		Ceregwynon.	»		»		»
		Cwm Darren	»		»		»
		Cambrian.	»		»		»
		Bryntail.	10	0	7	10	»
		Bronberllan.	»		»		»
		Bronfloyd.	»		»		»
		Graig-goch	70	0	50	0	»
		Craigymwyn	»		»		»
		Alt-y-crib.	»		»		»
		Bryngwrog	108	0	85	0	300
		Loveden.	60	0	46	0	788
		Caegynon	52	0	37	0	»
		Talisien	82	0	62	5	682
		Pen-y-cefn	90	0	63	0	1.470
		Melin-Llyn-pair	»		»		»
7.034		Lechweddn	23	0	17	5	»
	Caernarvon-shire.	Portmadoc	»		»		»
	Caermarthen-shire.	Nant-y-Mwyn.	594	0	454	0	»
		North	20	0	14	0	»
		Vale of Towy.	287	0	198	0	»
901		St. David	»		«		»
	Denbighshire. .	Minera Mines.	1.015	0	781	0	»
1.824		* Westminster Mines. .	809	0	582	10	1.455
		A reporter.	9.759	0	6.978	5	35.233

(*) Ces mines produisent du carbonate de plomb.

Production du minerai de plomb, du plomb et de l'argent dans le Royaume-Uni (suite).

Total du minerai de plomb.	COMTÉ.	MINES.	Plomb du minerai.		Plomb.		Argent.
tonnes	PAYS DE GALLES (*suite*).		tonnes.	cts.	tonnes.	cts.	onces.
		Report.	9.759	0	6.978	5	35.233
	Flintshire. . . .	Talargoch (Maes-yr-erwddu Coetia Llys).	1.910	0	1.490	0	10.430
		Fronfawnog.	66	0	47	10	177
		Buttersfield.	20	0	15	5	135
		Maes-y-safn	1.423	0	1.117	0	3.071
		Pen-yr-henblas.	153	0	107	0	642
		Long Rake	83	15	63	0	220
		Milwr	12	10	9	5	50
		Penybryn.	78	0	60	0	210
		Deep Level	540	10	411	0	1.644
		Tolsien	16	0	12	0	98
		Halkin Hall.	23	0	17	0	90
		Bodelwyddan.	360	0	252	0	1.938
		Belgrave.	90	15	70	0	265
		Bryn-steddfod	71	0	53	0	145
		Orsedd	82	0	62	10	510
		Jamaica (*).	55	13	36	4	»
		Bwlchgwyn.	305	0	235	0	»
		Cheney Rake	36	10	42	0	»
		Mostyn	6	0	4	0	»
		Caylen.	49	0	36	0	110
		True Blue.	12	0	10	0	45
		Pant-du.	»		»		»
		Pant-y-celyn.	»		»		»
		Garregboeth	10	0	7	15	40
		Pant-y-groes.	»		»		»
		Pant-y-pwlldwr	17	17	13	0	»
		Old Rake	18	5	62	10	510
		Pantyne.	20	5	15	0	»
		Clwt Malitia.	13	5	10	0	»
		Tymaen.	75	10	57	0	500
		Top-y-rhes	28	5	21	10	»
		Pant-y-ffryth.	41	0	31	10	186
		Strong Croft	»		»		»
		Talacre	631	0	486	0	4.250
		Holywell Lewel.	240	0	168	0	1.512
		Loch.	»		»		»
		Merllyn	177	0	133	0	1.120
		Panty-mwyn, ou Mold Mines.	99	0	73	0	350
		Plantation.	26	10	19	10	140
7.027		Diverses mines produisant moins de 10 tonnes.	216	0	161	0	200
	Montgomeryshire.	Chirk Castle.	80	0	61	0	»
		Cae-conroy.	40	0	29	0	440
		Rhos-wyddol.	147	10	120	0	»
		Dwn-gwm or Dyfngwm	201	0	156	0	468
		Craig Rhiwarth.	41	0	30	0	380
		Frith Llechesedd. . . .	23	0	17	0	»
		A reporter.	17.619	5	12.799	14	64.749

(*) La mine est inexploitée.

Production du minerai de plomb, du plomb et de l'argent dans le Royaume-Uni (suite).

Total du minerai de plomb.	COMTÉ.	MINES.	Plomb du minerai.	Plomb.	Argent.
tonnes		PAYS DE GALLES (*suite*).	tonnes. cts.	tonnes. cts.	onces.
		Report	17.619 5	12.799 14	64.749
	Montgomeryshire (suite).	Gorn	»	»	»
		Machynlleth, including Delife	637 0	470 0	1.880
		Nantmelyn	»	»	»
1.184		Pen-y-clyn	»	»	»
		Llanerchyrawr	14 10	11 0	70
	Merionethshire.	Barmouth, Port of	»	»	»
		Llanrwst	38 0	28 0	»
		Cowarch	60 0	35 0	»
		Tyddyingbuddel	»	»	»
		Dolgelly	»	»	»
98		Eagles Rock	»	»	»
		Bwlch-y-cyran	»	»	»
62	Glamorganshire.	Melin Llym-y-Pair	46 0	35 0	262
		Clive	16 0	10 10	90
		Total	18.430 15	13.389 4	67.051
		IRLANDE.			
	Clare	Kilbricken	98 0	70 0	6.650
		Ballyhicky	67 10	»	»
165		Annaglough	67 10	51 0	»
	Down	Newtownards	1.379 0	1.084 0	»
1.379		Conlig	»	»	»
	Cork	Bantry	»	»	»
	Galway	Glengola	»	»	»
		Galway Mines	»	»	»
54	Louth	Dundalk	39 0	29 0	»
		Lanbrynmair	15 15	12 0	91
	Limerick	Shallee	142 0	95 0	3.420
		E. Shallee	»	»	»
		W. Shallee	»	»	»
	Monaghan	Bond and Newry	»	»	»
	Wicklow	Glenmalure	»	»	»
		Luganure	1.095 0	710 0	4.970
		Ballygoneen	20 0	14 10	65
1.328		Gurtnadyne	213 10	145 0	2.900
	Wexford	Barristown	»	»	»
		Total	3.069 15	2.210 10	18.096

Production du minerai de plomb, du plomb et de l'argent dans le Royaume-Uni (suite).

Total du minerai de plomb.	COMTÉS.	MINES.	Plomb du minerai.	Plomb.	Argent.
tonnes		ÉCOSSE.	tonnes. cts.	tonnes. cts.	onces.
	Ayrshire	Afton Lead Mines . . .	» »	» »	536
	Argyleshire. . .	Strontian Mines	174 0	130 0	»
174	Dumbartonshire. .	Dumbarton	» »	» »	»
	Kirkcudbright-shire.	Cairnsmore.	72 0	53 0	130
		Woodhead	50 13	29 10	»
		Black Craig.	204 0	153 0	»
		Kirkcudbright	196 0	148 0	440
522	Perthshire . . .	Breadalbane	» »	» »	»
	Lanarkshire . .	Lead Hills Mine . . .	261 18	169 9	»
201	Dumfriesshire. .	Wanlock head	795 0	596 0	4.320
		Total . .	1.753 11	1.278 19	5.426
		ILE DE MAN.			
	Isle of Man . .	Foxdale.	1.900 0	1.449 0	19.926
		Laxey	900 0	688 0	32.336
		South Manx.	» »	» »	»
		Douglas.	» »	» »	»
		Total . .	2.800 0	2.137 0	52.262
		Les marchés (*Tickettings*) du Pays de Galles donnent encore pour l'Angleterre et les colonies.	72 10	53 0	848

Récapitulation de la production du plomb et de l'argent.

	Plomb.	Plomb.	Argent.
ANGLETERRE.	tonnes.	tonnes.	onces.
Cornouailles	7.460	5.005	179.675
Devonshire	4.139	2.612	119.288
Cumberland.	9.890	6.662	42.020
Durham et Northumberland.	22.329	16.669	78.577
Westmoreland	383	289	80
Derbyshire	7.554	4.508	»
Shropshire	3.797	2.765	184
Yorkshire.	9 244	6.476	»
Cardiganshire	7.034	4.948	33.418
Carmarthenshire	901	666	»
Denbighshire	1.824	1.363	1.455
Flintshire.	7.027	5.408	28.588
Montgomeryshire	1.184	894	3.288
Merionethshire.	98	63	»
Glamorganshire	62	45	352
IRLANDE	3.069	2.210	18.096
ECOSSE.	1.753	1.279	5.426
ILE DE MAN	2.800	2.137	42 262
	90.553	64.005	562.659

FER.

Production totale du fer dans le Royaume-Uni (1).

	tonnes.
Northumberland, Durham et North Yorkshire	275.000
Cumberland et Lancashire	20.000
Yorskhire	73.444
Derbyshire	127.500
Staffordshire	847.608
Shropshire	124.800
Flintshire	32.908
Sud du Pays de Galles	750.000
Gloucestershire	21.990
Ecosse	796.604
Total	3.069.838

ZINC.

Depuis les vastes opérations entreprises par la Compagnie de la Vieille-Montagne, l'extraction du zinc des minerais anglais (la calamine et le sulfure de zinc) n'a pas été considérable. On commence cependant à développer cette industrie, et déjà plusieurs mines exploitent et vendent des quantités considérables de minerai de zinc. On peut citer notamment les mines qui suivent :

	Blende.		Calamine.	
	tons.	cwts.	tons.	cwts.
Nant-y-Creiau	43	9	»	»
Great Huel Baddern	57	17	»	»
Lisburne	200	0	»	»
Mines de Greenwich Hospital	800	0	159	0
Foxpath	20	0	»	»
Cefn Brwyno	21	0	»	»
Cae Giron	33	1	»	»
Huel Carpenter	80	0	»	»
Silverbrook	43	3	»	»
Mines de Minera	541	0	»	»
Pencorse Consols	500	0	»	»
Mines de Laxey	1.435	4	»	»
Mines d'Alston Moor	756	9	121	18
	4.531	3	280	11

Une estimation précise des produits des autres districts, et une évaluation du minerai de zinc de diverses mines, démontrent que la valeur du zinc fabriqué en Angleterre, en 1854, est d'environ 16 500 liv.

(1) Pour plus de détails sur la production du fer et de la houille, voir *Annales des mines*, 5ᵉ série, t. VII, p. 587 à 604.

Zinc importé.

	tonnes.
Zinc pur ou allié	19.583
Oxyde de zinc	336

Zinc exporté.

Zinc pur ou allié	3.030

Production de diverses substances minérales en 1854.

HOUILLE.

Production totale de la houille dans le Royaume-Uni (1).

ANGLETERRE.

	tonnes.
Northumberland and Durham	15.420.615
Cumberland	887.000
Yorkshire	7.260.500
Derbyshire	2.406.696
Nottinghamshire	813.474
Warwickshire	255.000
Leicestershire	439.000
Staffordshire and Worcestershire	7.500.000
Lancashire	9 030.500
Cheshire	786.500
Shropshire	1.080.000
Gloucestershire, Somersetshire, and Devonshire	1.492.866
Total	47.421.651

PAYS DE GALLES.

Anglesea, Flintshire et Denbighshire	1.143.000
Montmouthshire, Glamorganshire et Pembrokeshire	8.500.000

ÉCOSSE.

Total de tous les districts qui produisent de la houille	7.448.000

IRLANDE.

Total de tous les districts qui produisent de la houille	148.750
Total	64.661.401

SEL.

Au commencement du siècle dernier, on regardait le sel d'Angleterre comme d'une qualité inférieure; son exportation

(1) Pour plus de détails sur la production du fer et de la houille, voir *Annales des mines*, 5e série, t. VII, p. 587 à 604.

était peu importante, tandis que l'importation du sel étranger était au contraire considérable. Depuis quelques années, cet état de choses s'est complétement modifié. On a même reconnu que l'Angleterre est l'un des pays les mieux dotés de la nature en sel gemme ou en sources salées, et la production du sel y compte maintenant parmi les richesses nationales.

	tonnes.
On estime la production du Cheshire à.	850.000
Celle du Worcestershire à.	100.000
	950.000
Les environs de Belfast produisent à peu près. .	15.000 (*)

On évalue à 200.000 tonnes la consommation annuelle du sel dans la Grande-Bretagne seulement. Cette consommation a beaucoup augmenté à partir de 1825, époque à partir de laquelle les droits furent supprimés; car depuis lors on l'a employé dans l'industrie sur une grande échelle, notamment pour la fabrication du verre et du savon.

L'exportation annuelle du sel varie de 300 000 à 400 000 tonnes.

PYRITES DE FER.

Le bas prix du soufre a considérablement réduit l'exploitation des minerais de soufre des mines du Royaume-Uni. On fait cependant usage des pyrites de fer à Saint-Hélène et à

(*) Nous communiquons sur la fabrication du sel en Irlande la note suivante, qui émane d'un homme très-compétent :

« Le sel gemme, écrit notre correspondant, a été récemment découvert à Carrickfergus, propriété du marquis de Devonshire, située à 8 milles seulement de la ville de Belfast.

» On l'a trouvé, il y a deux ans, à une profondeur de près de 500 pieds au-dessous de la surface, dans un endroit où l'on recherchait de la houille. Le sel est en couches parallèles et son épaisseur totale est d'environ 100 pieds. On croit que sa qualité est supérieure à celle du sel gemme du Cheshire. Jusqu'à présent on n'a pas découvert de sources salées. Il s'est formé une compagnie à Belfast qui se propose d'exploiter la mine de Carrickfergus et de fabriquer du sel. Plusieurs cargaisons de sel gemme ont même déjà été exportées pour le continent, et on espère que ce commerce sera d'un grand avantage pour le port de Belfast. Quant au sel blanc, on n'a pas l'espoir de le fabriquer ici; car il faudrait soutenir la concurrence des manufactures de Cheshire, qui payent la tonne de houille 6 à 7 shellings, tandis qu'elle nous coûte le double de ce prix. De plus, dans le Cheshire on extrait le sel à l'état de dissolution, tandis que nous sommes obligés d'avoir recours au système plus coûteux d'une exploitation souterraine, et de dissoudre à la surface le sel qui a été extrait. Par conséquent nous sommes restreints à la consommation locale, qui est de 10.000 tonnes de sel blanc par an. Ce sel est en grande partie employé par nos marchands de comestibles. »

Newcastle, dans des fabriques de produits chimiques et d'acide sulfurique, etc.

La mine de Ballymurtagh, dans le comté de Wicklow, en produit 34.000 tonnes.

On estime la quantité produite à Arklow à 90.000 tonnes.

Great-Huel-Baddern a fourni 128 tonnes de pyrites.

Le Cumberland et le Westmoreland ont livré aux fabriques de produits chimiques situées sur la Tyne 2.400 tonnes, et une quantité égale de ce minerai provient des « Brasses » des terrains houillers du Durham et du Northumberland.

Les faits suivants sont intéressants à signaler, car ils sont importants relativement à l'économie du traitement des pyrites. Les cendres provenant du grillage des pyrites contiennent 1 1/4 pour 100 de cuivre, ainsi que des traces d'or et d'argent. On en sépare le cuivre et l'argent, sous forme de sulfate de cuivre et de chlorure d'argent. L'argent s'obtient en général par la coupellation, et il se vend à Londres. Mais son prix est supérieur au prix ordinaire de l'argent, qui est de 5 schellings l'once; il s'élève de 6 à 10 schellings, suivant la proportion d'or qu'il renferme.

ARSENIC.

La quantité totale d'arsenic qui est produite annuellement est assez difficile à évaluer.

Les mines que nous allons mentionner sont les seules pour lesquelles nous ayons des renseignements :

	Poids.				Valeur.		
	tonnes.	cwt.	qrs.	lbs.	liv.	s.	d.
Dolcoath	132	5	0	19	243	17	6
Great Huel Baddern	2	12	2	0	»	»	»
Huel Unity Consols	103	11	0	0	»	»	»
Carn Brea	145	8	2	0	254	6	8
East Pool	93	1	0	0	185	1	0

SULFATE DE BARYTE.

On a livré au commerce les quantités suivantes de sulfate de baryte :

	Tons.	cwt.
Ile d'Arran	600	19
Mine de Derrenala	2.500	0
County Cork	80	0
Alston Moor	121	18

NICKEL ET COBALT.

Saint-Austle Consols vend 75 tonnes de ces minerais. Leur production dans les propriétés du duc d'Argyll, en Écosse, n'est pas bien connue.

TERRE D'OMBRE.

	tonnes.	cwt.	qux.	lbs.
La compagnie de l'Isle de Man (Iron Company) a exploité une quantité de terre d'ombre égale à	163	19	3	26

RÉCAPITULATION GÉNÉRALE

des produits métallurgiques du Royaume-Uni en 1854, *évalués d'après les prix courants de l'année.*

		liv. sterl.
Étain	5.763 tonnes	690.000
Cuivre	13.042 —	1.229.807
Plomb	64.005 —	1.472.115
Argent	700.000 onces	9.500.000
Fer et fonte	3.069.838 tonnes	192.000
Houille et tourbe	64.661.401 —	14.975.000
Zinc		16.500
Arsenic, pyrites de fer et substances minérales diverses		500.000
		28.575.922

Statistique des personnes employées dans l'industrie minérale du Royaume-Uni en 1854.

Nous avons fait connaître la production des diverses substances minérales dans le Royaume-Uni en 1854, nous allons donner maintenant le nombre d'ouvriers de toute nature qui exploitent ces substances et qui les soumettent aux opérations métallurgiques.

ANGLETERRE.

Nombre d'ouvriers employés à l'exploitation des mines de l'Angleterre :

COMTÉS.	MINES de houille.	MINES de fer.	MINES de cuivre.	MINES d'étain.	MINES de plomb.
Cornouailles	»	192	15.608	12.255	2.499
Devonshire	86	118	1.185	583	782
Somersetshire	5.180	68	»	»	85
Gloucestershire	2.007	211	»	»	»
Herefordshire	220	»	»	»	»
Shropshire	4.580	1.142	»	»	335
Staffordshire	25.681	2.870	27	»	73
Worcestershire	2.188	252	»	»	»
Warwickshire	1.414	47	»	»	»
Northamptonshire	»	200	»	»	»
Leicestershire	1.646	»	»	»	»
Lincolnshire	»	80	»	»	»
Nottinghamshire	3.671	»	»	»	»
Derbyshire	5.434	1.428	»	»	2.265
Cheshire	2.618	»	»	»	5
Lancashire	28.834	546	314	»	12
Yorkshire	21.030	1.164	»	»	2.122
Durham	28.265	610	»	»	2.628
Northumberland	10.536	62	»	»	1.070
Cumberland	3.579	369	57	»	1.849
Westmoreland	57	52	25	»	317
Disséminés en petit nombre dans d'autres comtés de l'Angleterre	94	14	15	41	10
Isle of Man	»	24	3	»	686
Total	147.070	9.414	17.234	12.879	14.499

PAYS DE GALLES.

Nombre d'ouvriers employés à l'exploitation des mines dans le sud et dans le nord du Pays de Galles en 1854.

COMTÉS.	MINES de houille.	MINES de fer.	MINES de cuivre.	MINES d'étain.	MINES de plomb.
Monmouthshire	11.367	3.404	»	»	»
Glamorganshire	15.295	5.079	»	»	26
Carmarthenshire	5.244	19	»	»	188
Pembrokeshire	926	3	»	»	»
Cardiganshire	»	»	57	»	1.686
Brecknockshire	1.541	1.767	»	»	»
Montgomeryshire	56	»	»	»	1.077
Flintshire	1.555	»	»	»	1.861
Denbighshire	3.017	3	»	»	925
Merionethshire	37	»	20	»	77
Carnarvonshire	125	»	»	»	132
Anglesea	51	3	20	»	»
Total	37.314	10.278	97	»	5.982

ÉCOSSE.

Nombre d'ouvriers employés dans les mines métallifères de l'Écosse.

COMTÉS.	MINES de houille.	MINES de fer.	MINES de cuivre.	MINES d'étain.	MINES de plomb.
Dumfriesshire	190	»	»	»	209
Kircudbright	3	17	12	»	306
Wigtonshire	»	»	»	»	52
Ayrshire	6.061	1.943	»	»	8
Buteshire	3	»	»	»	»
Renfrewshire	790	»	»	»	2
Dumbartonshire	549	»	»	»	»
Lanarkshire	15.580	3.645	»	»	149
Stirlingshire	2.233	»	»	»	»
Linlithgowshire	751	988	»	»	»
Edinburghshire	1.784	103	»	»	»
Peebleshire	38	»	»	»	»
Haddingtonshire	648	»	»	»	»
Fifeshire	3.209	596	»	»	»
Clackmannanshire	928	4	»	»	»
Perthshire	111	»	3	»	39
Argyleshire	69	»	»	»	132
Disséminés dans d'autres comtés	24	8	»	»	»
Total	32.969	7.294	15	»	897

ROYAUME-UNI.

Nombre de femmes employées aux opérations métallurgiques dans les districts métallifères du Royaume-Uni en 1854.

COMTÉS.	Houille.	Fer.	Cuivre.	Étain.	Plomb.
Cornouailles	»	20	3.684	1.876	362
Devonshire	»	»	162	6	»
Somersetshire	3	»	»	»	9
Gloucestershire	6	»	»	»	»
Shropshire	597	»	»	»	»
Staffordshire	567	»	»	»	»
Worcestershire	62	»	»	»	»
Warwickshire	5	»	»	»	»
Nottinghamshire	33	»	»	»	»
Derbyshire	4	»	»	»	»
Lancashire	63	»	»	»	»
Yorkshire	74	»	»	»	»
Durham	38	»	»	»	»
Northumberland	8	»	»	»	»
Cumberland	»	»	»	»	»
Monmouthshire	395	»	»	»	»
Galles méridionale	664	»	»	»	»
Galles septentrionale	11	»	»	»	»
Ecosse	112	»	»	»	»
Total	2.642	20	3.846	1.882	371

Nombre total, et aussi exact que possible, des personnes employées aux opérations métallurgiques dans le Royaume-Uni en 1854.

OPÉRATION métallurgique.	HOMMES et femmes de tout âge	AGÉS de moins de 20 ans.		AGÉS de 20 ans ou au-dessus.	
		Hommes.	Femmes.	Hommes.	Femmes.
Houille	219.995	65.705	1.290	151.648	1.352
Fer	26.106	6 331	20	19.755	»
Cuivre.	21.169	5 323	2.353	12 023	1.493
Etain	14.761	4 305	1.039	8.574	843
Plomb.	21.749	4.937	271	16.441	100
Zinc, etc	174	46	21	79	28
Total. . . .	303.977	86.647	4.994	208.520	3.819

Récapitulation.

Hommes au-dessous de 20 ans.	86.647
Id. de 20 ans et au-dessus.	208.520
Total.	295.167
Femmes au-dessous de 20 ans.	4.994
Id. de 20 ans et au-dessus.	3.816
Total.	8.810
Nombre total des personnes employées aux exploitations et aux opérations métallurgiques dans le Royaume-Uni.	303.977

Sur l'explosion d'une locomotive appartenant au chemin de fer de l'État en Hanovre.

Les explosions de locomotives sont extrêmement rares, surtout en marche. Le petit nombre de faits de cette nature qu'on a eu à enregistrer depuis quelques années se rapportent soit à des machines en stationnement, soit à des machines qui se mettent en mouvement à la suite d'un stationnement assez prolongé, pendant lequel elles ont été livrées à elles-mêmes.

Une explosion a eu lieu le 1er février 1856, dans la station de Uelzen (ligne de Hanovre à Harburg). Nous empruntons au *Journal des ingénieurs et architectes de Hanovre* quelques détails sur ce accident, dont la cause première est toute simple du reste, mais qui présente, quant au mode de rupture de la chaudière, quelques particularités assez remarquables.

La machine sort des ateliers de M. Egerstoff, constructeur

à Linden, près de Hanovre (1). Elle était en service depuis trois ans à peine, et avait parcouru 88.500 kilomètres. Elle venait de faire un voyage de Harburg à Uelzen, et devait repartir le lendemain; on la mit hors feu vers le soir. Le lendemain matin, on la ralluma, et elle était depuis quelque temps en vapeur quand on l'amena à la grue pour remplir le tender. A peine celui-ci était-il plein, que l'explosion eut lieu, à l'instant où la machine allait se remettre en marche.

Les ingénieurs furent réduits pendant longtemps à de simples conjectures sur les causes de cet événement. La tôle présentait bien quelques défauts dans un couvre-joint, mais ils ne suffisaient pas pour expliquer l'explosion sous l'action de la pression normale. Les soupapes étaient d'ailleurs en bon état, et rien n'indiquait qu'elles eussent été surchargées. L'hypothèse d'un abaissement du niveau de l'eau ne reposait non plus sur aucun indice précis. C'est seulement six semaines après, qu'en démontant le dôme de vapeur et son enveloppe, on trouva dans l'espace annulaire qui les sépare un coin en bois dont l'usage était très-clair. Il s'adaptait parfaitement, au-dessus du levier de la soupape libre, à l'ouverture ménagée dans l'enveloppe pour livrer passage à ce levier. Il portait d'ailleurs des empreintes toutes récentes, et qui ne laissaient aucun doute sur le rôle qu'il avait joué dans une explosion dont les suites auraient pu être désastreuses.

Les *fig.* 7 et 8, Pl. IX, indiquent la disposition des lignes de rupture. L'anneau du corps cylindrique, contigu à la boîte à feu, s'est complétement séparé du reste de la chaudière, en se divisant en même temps suivant deux génératrices diamétralement opposées. Le fragment inférieur de ce tronçon, projeté sur l'une des roues, l'a déviée, comme l'indique la figure, en faussant l'essieu. On remarquera que les lignes de rupture ne coïncident qu'exceptionnellement avec les lignes de moindre résistance théorique (c'est-à-dire avec les lignes de rivure), surtout dans la cornière circulaire qui reliait le corps cylindrique et la boîte à feu, et dans le couvre-joint longitudinal. Pour cette dernière pièce, une semblable anomalie s'explique par la qualité plus que médiocre de la tôle, fait confirmé,

(1) L'établissement de Linden occupe un rang distingué parmis les ateliers de construction de l'Allemagne. Il avait envoyé à l'exposition universelle de 1855 une machine mixte qui a obtenu une médaille de première classe.

du reste, comme on l'a dit, par l'aspect de la cassure dans laquelle on voyait les traces d'une oxydation déjà ancienne. Quant à la cornière, on sait que le sommet de l'angle est toujours la partie faible de cette pièce.

Quoi qu'il en soit et quelle qu'ait pu être l'exagération de la pression, l'explosion d'une locomotive par la rupture du corps cylindrique implique évidemment l'emploi de matériaux de fort mauvaise qualité, surtout si l'on remarque qu'il s'agit d'une machine neuve, — que la rupture a eu lieu surtout *en pleine tôle*, — et normalement à l'axe, c'est-à-dire dans le sens du moindre effort moléculaire.

Je hasarderai à ce sujet une remarque. On peut, à bon droit, se féliciter de la rareté des explosions en France; mais n'est-il pas à craindre qu'elles ne viennent, un jour ou l'autre, à se multiplier, en dehors du service public des chemins de fer, mais dans des circonstances qui compromettraient la sûreté d'un nombreux personnel de travailleurs?

Des machines usées, appartenant à des types vieillis, ou trop faibles, commencent à encombrer les ateliers des compagnies, qui cherchent naturellement à s'en défaire. Elles sont achetées par les entrepreneurs des travaux de terrassement, et ces appareils, souvent suspects, confiés à des mécaniciens peu expérimentés, exigeraient par cela même un examen préalable plus sévère, et une surveillance plus étroite que ceux qui fonctionnent sur les lignes en exploitation. COUCHE.

TABLE DES MATIÈRES

DU TOME NEUVIÈME.

MINÉRALOGIE. — GÉOLOGIE.

CHIMIE.

MÉTALLURGIE. — MINÉRALURGIE.

MÉCANIQUE. — EXPLOITATION.

CONSTRUCTION. — CHEMINS DE FER.

ERRATUM DU TOME IX.

Page 434, dernière ligne (note), au lieu de : au point de vue de rupture, *lisez* : au point de rupture.

EXPLICATION DES PLANCHES

DU TOME NEUVIÈME.

